

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

А.В. Гилёв

подпись

инициалы, фамилия

« ____ » _____ 2018 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»

код и наименование специальности

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

специализация

Эксплуатация оборудования в условиях подземных горных работ

тема

на примере рудника «Октябрьский» со специальной частью

Пояснительная записка

Руководитель

подпись, дата

Доцент, КТН

должность, ученая степень

Карепов В.А.

инициалы, фамилия

Выпускник

подпись, дата

Крайных М.А.

инициалы, фамилия

Красноярск 2018

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		8

Продолжение титульного листа ДП по теме: «Автоматизация системы управления погрузочно-доставочной машины»

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

подпись, дата

Требуш Ю.П.
инициалы, фамилия

Эксплуатация техники в условиях
проектируемого предприятия
наименование раздела

подпись, дата

Карепов В.А.
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
наименование раздела

подпись, дата

Капличенко Н.М.
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела

подпись, дата

Бурменко А.Д.
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

подпись, дата

Карепов В.А.
инициалы, фамилия

Содержание

Введение.....	7
1 Технология горных работ.....	8
1.1 Географо-экономическая характеристика месторождения.....	8
1.2 Геологическое строение месторождения и горно-геологические условия эксплуатации.....	9
1.3 Качественная характеристика руд и вмещающих пород.....	9
1.4 Вариант вскрытия месторождения.....	12
1.5 Система вскрытия месторождения.....	16
2 Выбор и эксплуатация техники в условиях разработки подземным способом.....	18
2.1 Выбор оборудования для бурения.....	18
2.1.1 Выбор способа отделения горной массы от массива.....	19
2.1.2 Выбор бурового оборудования.....	20
2.1.3 Расчет режимных параметров.....	21
2.1.4 Выбор бурового инструмента.....	22
2.1.5 Расчет параметров бурения. Расчет оптимальных параметров бурения установкой УБШ-322Д.....	23
2.1.6 Расчет параметров бурения установки 2УБН-2П.....	24
2.2.1 Обоснование и выбор оборудования для погрузки и доставки горной массы.....	25
2.2 Выбор погрузочно-транспортного оборудования.....	26
2.2.2 Расчет параметров погрузочно-доставочного оборудования ПД-3.....	28
2.2.3 Расчет параметров машин ПТ-2,5.....	30
2.3 Технология ремонта.....	32
2.3.1 Определение количества и видов ремонтов.....	33
2.3.2 Расчет численности ремонтного персонала.....	35
2.3.3 Расчет станочного оборудования.....	36
2.3.4 Проектирование ремонтной базы.....	37
2.4 Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий.....	40
2.4.1 Расчет освещения откаточного горизонта.....	40
2.4.2 Расчет освещенности камерных выработок.....	40
2.4.3 Расчет токов КЗ в высоковольтной сети.....	42
2.4.5 Выбор высоковольтных ячеек.....	43
2.5 Специальная часть.....	44
2.5.1 Механизация процессов управления работы транспортного погрузчика.....	47
2.5.3 Техническое решения увеличения времени использования транспортного погрузчика по назначению.....	46
2.5.4 Принцип работы системы AutoMine-Lite.....	46
2.2.5 Операции технологического процесса после внедрения данной системы.....	48
2.5.6 Вывод.....	49

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		10

3	Безопасность жизнедеятельности.....	50
3.1	Законодательство по охране труда.....	51
3.2	Газовый режим.....	52
3.3	Самовозгорание руд.....	54
3.4	Борьба с запыленностью.....	55
3.5	Меры безопасности при ведении взрывных работ.....	57
3.6	Борьба с производственным шумом и вибрацией.....	58
3.7	Выходы из шахты.....	59
3.8	Правила технической эксплуатации бурильных машин.....	60
3.9	Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования.....	61
3.10	План ликвидации аварии.....	61
3.11	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям.....	64
4	Экономическая часть.....	65
4.1	Капитальные затраты на строительство предприятия.....	66
4.2	Организация труда и расчет заработной платы.....	70
4.3	Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	74
4.4	Расчет эффективности инвестиционного проекта.....	77
4.5	Вывод.....	79
5	Заключение	80
	Список использованных источников.....	83

Введение

Перед горнорудной промышленностью стоит задача своевременного обеспечения народного хозяйства рудным сырьем с наименьшими капитальными вложениями и минимальными эксплуатационными затратами.

Для обеспечения себестоимости продукции конкурентноспособной на международном рынке Октябрьское месторождение медноникелевых руд имеющего значительные запасы, отработку которых следует производить с учетом упомянутых критериев и применением современных технологий, соблюдать необходимую безопасность. Технология работ в руднике Октябрьский выбрана на современном техническом уровне с минимальной номенклатурой применяемого оборудования и учётом обеспечения планируемых годовых объёмов работ.

Целью настоящего проекта является попытка оценить существующую технологию и оборудование применяемое на Октябрьском руднике и предложить изменение, с целью применения отечественного оборудования дешевого и достаточно эффективного в принятой технологии работ.

При этом следует решить задачи: оценить технологию работ применяемую сегодня на руднике, выполнить расчёт потребности оборудования для выполнения технологических операций и обосновать их номенклатуру, рассчитать потребность в энергоресурсах для выполнения работ комплекса буровая установка и погрузочно-доставочные машины, провести анализ и хронометраж работы погрузо-доставочных машин и разработать предложение по повышению коэффициента использования этого оборудования.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		12

1 Горнотехническая характеристика месторождения

1.1 Географо-экономическая характеристика месторождения.

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в административном отношении относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются г. Талнах, соединён железной и шоссейными дорогами. Связь с остальной территорией страны осуществляется по р. Енисей и Северному морскому пути, а также воздушным сообщением. Месторождение расположено на Талнахской промплощадке, где размещены производственные помещения и шахтные поля пяти подземных рудников, Талнахская обогатительная фабрика, теплоцентраль №2, карьер по добыче песчано-гравийной смеси, щебне-дробильная фабрика с карьером скального грунта.

Строительные материалы, используемые на рудниках в основном местного происхождения : цемент, кирпич, щебень, песок. Водоснабжение рудника происходит из подземных вод бассейна реки Талнах.

Октябрьское месторождение приурочено к южной окраине Талнахского плато, в пределах месторождения выделяется горная часть с относительными отметками выше равнины до 500м и равнинная. Речная сеть представлена реками Талнах, Хараелах, Листвянка, являющиеся правыми притоками реки Норильской. Из озёр следует отметить Хараелах, Сапог, Пясино и др.

Климат субарктический, континентальный. Среднегодовая температура - 8.3...-8.6°C, значительную часть года дуют сильные ветры с порывами до 25-40 м/с. Для района характерна многолетняя мерзлота, распространённая неравномерно как по площади, так и по мощности. Годовое количество осадков составляет 500-600мм. Барометрическое давление подвержено сильным колебаниям от 721 мм.рт.ст. до 750мм.рт.ст.

Снабжение электроэнергией осуществляется ТЭЦ-1 и ТЭЦ-2, Хантайской ГЭС, включенной в общую энергосистему комбината.

Руды Октябрьского месторождения комплексные. Из них извлекают: медь, никель, кобальт, металлы платиновой группы, серебро, золото, а также селен, теллур и серу.

Для технологической переработки добываемых руд О.А.О. Норильский комбинат имеет Норильскую и Талнахскую обогатительные фабрики, никелевый и медный заводы, Надеждинский металлургический завод.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		13

1.2 Геологическое строение месторождения и горно-геологические условия эксплуатации.

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположено Октябрьское месторождение, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы. Все медно-никелевые месторождения Талнахского рудного поля пространственно и генетически связаны с полнодифференцированными интрузивами базит-ультробазитового состава. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой части Хараелахской трапповой мульды, которая составляет асимметричную брахисинклинальную структуру субширотного направления.

1.3 Качественная характеристика руд и вмещающих пород.

В поле рудников выделяют 3 типа руд: богатые сульфидные руды; вкрапленные руды, представленные горизонтами пикритовых и такситовых габбро-долеритов; медистые руды, залегающие в кровле богатых сульфидных руд и отделённые от почвы горизонтом вкрапленных руд;

Богатые сульфидные руды сложены двумя разновидностями:

- Верхняя часть представлена собственно пирротиновыми рудами;
- Нижняя часть залежи халькопирит-пирротиновыми.

Как верхняя, так и нижняя части залежи сложены мелкозернистой и крупно зернистой рудой в различных соотношениях. По всему разрезу рудного тела отмечаются ксенолиты “медистых” руд и вмещающих пород. Наиболее протяжённая часть ксенолитов наблюдается по слоистости, достигая 20-30м, при мощности до 5м. “Медистые руды” представляет собой горизонты прожилково-вкрапленного оруденения во вмещающих породах с достаточно выдержанными по мощности, падению и простиранию субпараллельными оруденелыми прослоями следующих типов:

- Мелковкрапленными некондиционными оруденениями;
- Мелко-средневкрапленными (до 15м), густовкрапленными кондиционными оруденениями;
- Рудными метосоматитами;
- С прожилками сплошных и брекчевидных руд;

Вкрапленные руды образуют единый выдержанный горизонт, оторванный от почвы интрузива. Состав “вкрапленных” руд халькопирит-пирротиновый.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		14

1.4 Физико-механические свойства руд и вмещающих пород.

Объёмный вес руд:

богатые руды 1 Хараелахской залежи- 4.2 т/м³;

богатые руды 2 Северной залежи- 4.0 т/м³;

вкрапленные руды 2 Северной залежи- 3.05 т/м³;

медистые руды- 3.0 т/м³.

Значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протодьяконова:

для богатых руд 5-10

для медистых руд 6-16

для вкрапленных руд 7-10

для вмещающих пород 4-10

1.5 Отработка и вскрытие вкрапленных руд 2 Северной залежи.

В данном дипломном проекте условно принимаем для отработки и вскрытия вкрапленные руды 2 Северной залежи.

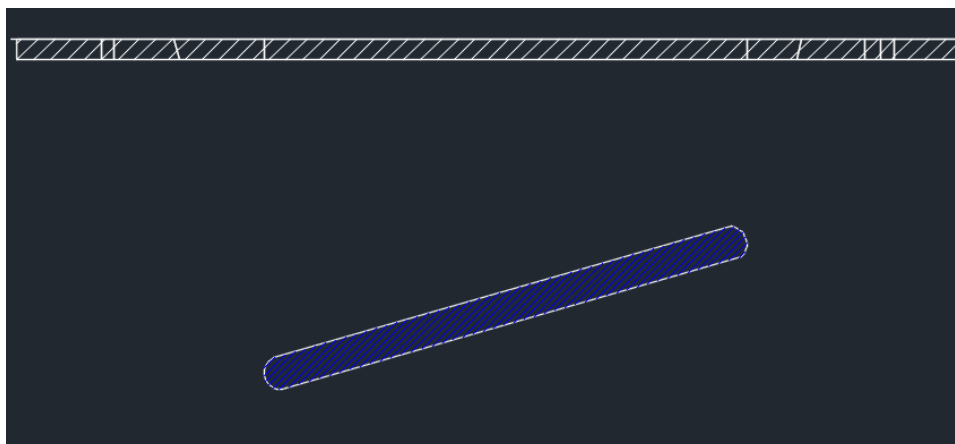


Рисунок 1.1 – Схема залегания месторождения

Данное месторождение представляет собой одно условно прямоугольное тело выдержанное по мощности $m=15$ м. Нижняя граница оруднения $H_n=700$ м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно $L=2700$ м; угол падения выдержан по всей длине в пределах $\alpha=12-15^\circ$; объемный вес руды $\gamma=3,05$ т/м³, крепость породы $f=10$.

Месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами магматического и осадочного происхождения с углами сдвижения $\beta=\delta=75^\circ$. Для разработки месторождения проектируется рудник с годовой производительностью $A=2,3$ млн.т.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		15

1.6 Вскрытие и подготовка месторождения

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры X , X_2 , в соответствии с рисунком 1.1

$$X_1 = H_H \times tg(90 - \delta) = 700 \times tg(90 - 75) = 182 \quad (1.1)$$

$$H_B = H_H - (B \times \sin \alpha) - m = 550 - (2700 \times 0.25) - 15 = 185 \quad (1.2)$$

$$X_2 = H_B \times tg(90 - \delta) = 185 \times 0.26 = 50M \quad (1.3)$$

где H_N - нижняя точка орудения, м.;

H_B - верхняя точка орудения, м.;

m-мощность месторождения, м.;

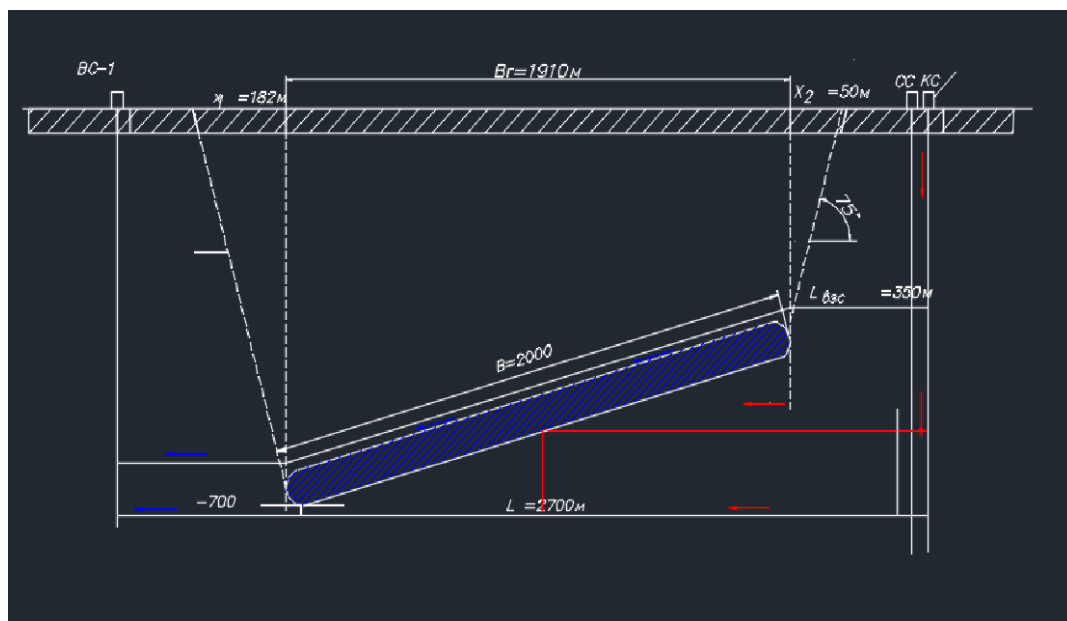
 δ -угол зоны сдвижения, град.; α -угол падения, град.

Рисунок 1.2 – Вскрытие месторождения вертикальными клетевым и скиповым стволами в лежащем боку месторождения

Площадь земельного отвода:

$$S = (X_1 + B_R + X_2) \times (X_2 + L + X_1) = 1996 \times 2441 = 8074464 \text{ m}^2 \quad (1.4)$$

где: В- проекция линии падения на горизонтальную плоскость.

$$B_r = B \times \cos \alpha = 2700 \times 0.97 = 2600 \text{ м.} \quad (1.5)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

ДП-150402.65-121200987 ПЗ

Лист

16

1.7 Вариант вскрытия месторождения

В данном проекте применяется система вскрытия месторождения вертикальным скиповым и клетевым стволами в лежащем боку месторождения посередине линии простирания, вне зоны сдвижения горных пород, рисунок 17. При данном способе месторождение разбиваем на три этажа, в результате получим 2 откаточных горизонта -650м, -700м. Основной вскрывающей выработкой является скиповой ствол, на одной площадке с главным стволом проходим клетевой ствол, служащие для спуска и подъема людей и грузов, подачи свежего воздуха. Для выдачи воздуха пройден вентиляционный ствол.

Для подачи закладочной смеси, спуска-подъема людей и подачи свежего воздуха служит клетевой ствол. Закладочный горизонт -882 вскрыт одним вскрывающим квершлагом, каждый последующий горизонты вскрыты двумя вскрывающими квершлагами.

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипового и клетевых стволов.

$$H_{\text{СС.КС.}} = H_{\text{Н}} + H_{\text{З}} = 700 + 40 = 740 \text{ м,;} \quad (1.6)$$

Где $H_{\text{Н}}$ - нижняя точка орудения месторождения, м;

$H_{\text{З}}$ - глубина зумфа и бункера, м.

Выбор схемы подготовки откаточных и вентиляционных горизонтов

При разработке пологопадающего месторождения выбирается панельная схема подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов.

Выработки откаточных горизонтов сечением $S=15\text{м}^2$ пройдены в подстилающих породах с минимальным расстоянием от почвы рудного тела 10 метров.

Проектируем панели длиной 250 метров по падению и шириной 110 метров по простиранию месторождения, рисунок 1.3

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		17

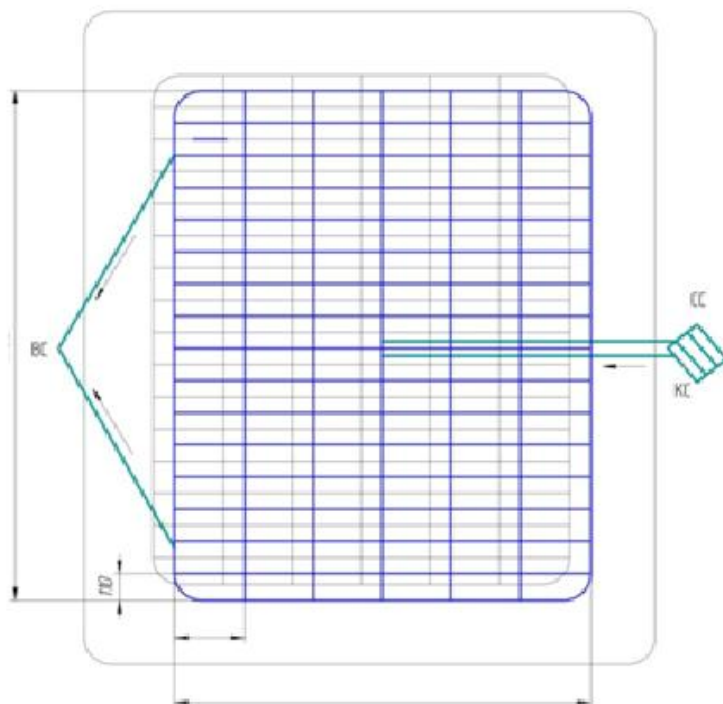


Рисунок 1.3 – Панельная схема подготовки откаточных горизонтов

Следовательно, на откаточных горизонтах подготавливаемого месторождения будут пройдены: на гор.-650-700м – 2 откаточных квершлага длиной 750 и 450 метров (всего 1200 м), 18 ортов длиной 400 метров (всего 7200м) Схема вентиляционно-закладочных горизонтов идентична схеме откаточных горизонтов.

Горно-капитальные затраты сведены в таблицу 1.2.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

ДП-150402.65-121200987 ПЗ

Лист

18

Таблица 1.2 – Горно-капитальные затраты

Наименование	Число выработок	Парметры выработок			Стоимость единицы или 1м ³ , руб	Капитальные затраты,. руб.
		длина,м	сечение в проходке, м ²	объём,м ³		
Стволы						
СС	1	740	62,8	46472	3000	139416000
КС	1	740	41,45	30673	3000	92019000
ВС-1	1	740	41,45	30673	3000	92019000
Итого:				107818		323454000
1. Закладочный горизонт						
Квешлаг	2	350	9	6300	950	5985000
Штрек	12	2200	14	61600	950	58520000
Орт	36	400	14	201600	950	191520000
Итого:				269500		256025000
2. Горизонт-650						
Квешлаг	1	450	14	6300	950	5985000
Штрек	3	2200	14	92400	950	87780000
Орт	18	400	14	100800	950	95760000
Итого:				9		189525000
3. Горизонт-700						
Квешлаг	1	750	14	15340	950	17579640
Штрек	3	2200	14	57000	950	65322000
Орт	18	400	14	76500	950	87669000
Итого:				148840		170570640
Рудоспуск	2	260	8	4160	2000	8320000
Околоствольный двор						
Вспомогательный	6	-	-	2720	1000	272000
Основной	6	-	-	35360	1000	35360000
Итого:				35632		35632000
Итого:				1075898		983526640

По данным таблицы 1.2 и по варианту вскрытия рассчитываются следующие показатели:

Удельные капитальные затраты:

$$K_{уд} = \frac{K}{A_r} = \frac{983526640}{2300000} = 430 \text{ руб./т. год} \quad (1.18)$$

Удельный объём горно-капитальных работ:

$$V_{\text{уд}} = \frac{V}{B} = \frac{1075898}{5980000} = 0,17 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.19)$$

Потонная ставка амортизации горно-капитальных затрат:

$$a = \frac{K}{B} = \frac{983526640}{5980000} = 164 \text{ руб./т} \quad (1.20)$$

где K – сумма капитальных затрат на вскрытие, руб.;

V – суммарный объём горно-капитальных выработок, м³, таблица 1.3

1.8 Слойная система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв

Сущность комбинированного порядка выемки слоев заключается в том, что верхний (защитный) слой формируется с опережением, а основную часть рудного тела в защищенной зоне отрабатывают слоями снизу вверх сплошным фронтом.

Комбинированный порядок выемки слоев применяется для отработки слабо и средненарушенных руд.

Характерным отличием варианта системы является формирование защитного перекрытия в кровле богатых руд, с опережением по отношению к основным слоям для защиты призабойного рудного массива от повышенных напряжений и деформаций.

Подготовка и нарезка панели заключается в проходке следующих выработок: транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков, вентиляционных восстающих, а в рудном теле – штреков перекрытия и разрезных штреков.

Недостатки системы: ограничения по горно-геологическим условиям, горные работы ведутся под обнаженной рудной консолью (требуется усиленный контроль за состоянием кровли).

Достоинства системы: относительная безопасность ведения горных работ.

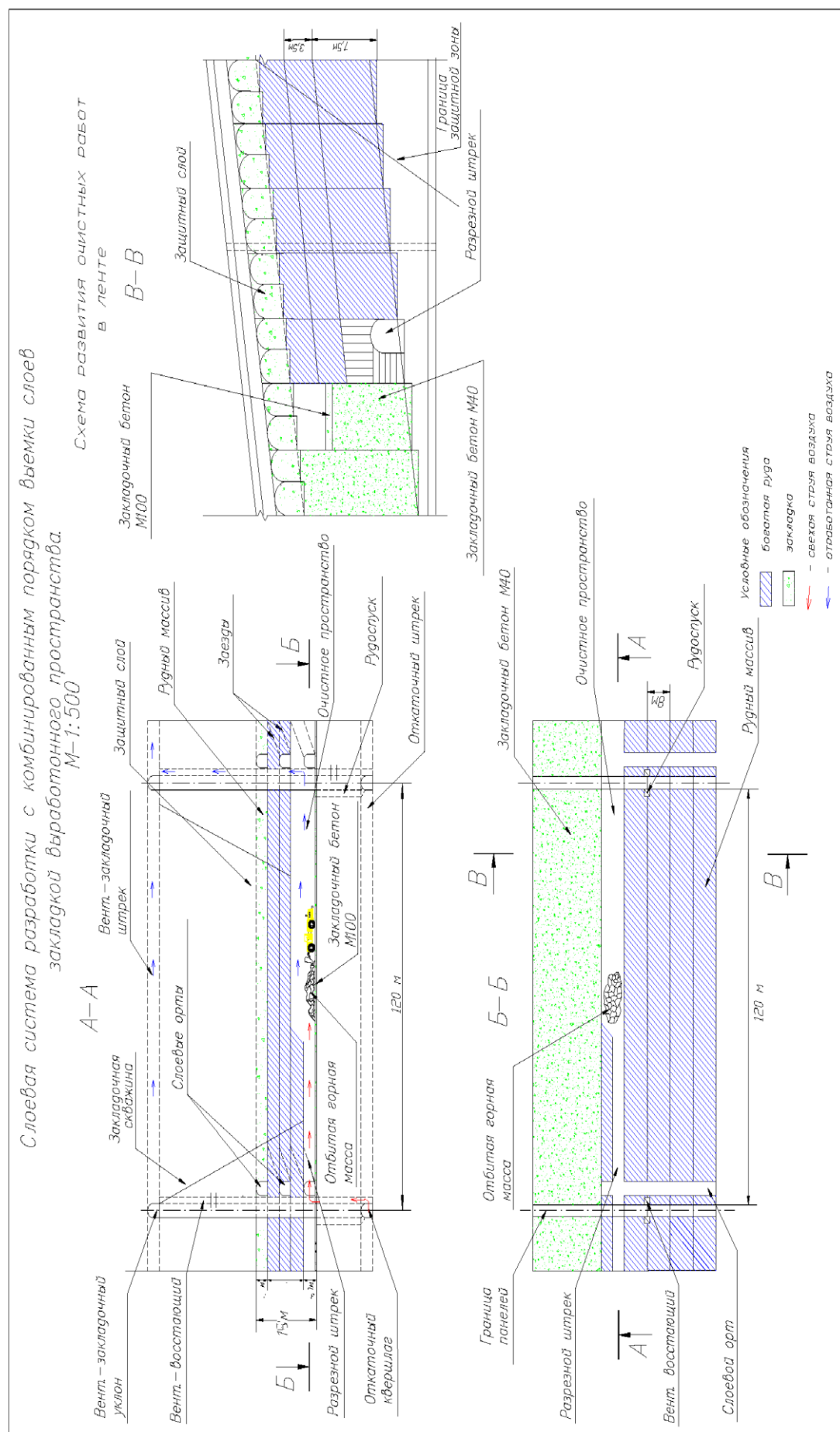


Рисунок 1.19 – Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

Таблица 1.3 – Расчёт баланса блока

Вид работ и наименование выработок	исло выработок	ечение выработок, м ²	Длина, м		бъём руды, м ³	бъём породы, м ³	огашено запасов, т	оэффициент потнрь, ед	звлеченно, т	азуьоживание, ед	обыто, т	оля погашенных запасов, %
			о руде	о породе								
Подготовительные работы												
Слоевой орт	3	14	24	-	336	-	1344	0	1344	0	1344	1,8%
Вентиляционный восстающий	0,5	9	-	8,5	-	76,5	-	0	-	0	-	0,3%
Рудоспуск	0,5	8	14,5	21	116	168	464	0	464	0	464	-
Фланговый уклон	0,04	14	5	125	-	1725	-	-	-	-	-	-
Итого:			43,5	154,5	452	1969,5	1808		1808		1808	2,2%
Нарезные работы												
Защитный слой	1	28	120	-	3360	-	13440	0,025	13104	0,12	14891	20%
Разрезной штрек	1	14		-	1680	-	6720	0,12	6048	0,12	6813	9,2%
Итого:			120		5040		20160		19152		21704	29,2%
Очистные работы												
Отработка слоёв	-	-	-	-	11850	-	47400	0,01	46926	0,081	51006	68,6%
Итого:					17280		69120	0,021	67638	0,089	74270	100%

Удельный объём горнопроходческих работ:

$$V_{уд} = \frac{\sum V_{гпр} \times (1 - P)}{B_{бл} \times (1 - \pi)} \times 1000 =$$

$$= \frac{5040 + 1969,5 \times (1 - 0,089)}{69120 \times (1 - 0,083)} \times 1000 = 101,5 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.21)$$

Удельная длина горнопроходческих работ:

$$L_{уд} = \frac{\sum L_{гпр} \times (1 - P)}{B_{бл} \times (1 - \pi)} \times 1000 =$$

$$= \frac{(154,5 + 43,5) \times (1 - 0,089)}{69120 \times (1 - 0,083)} \times 1000 = 0,89 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.22)$$

2 Выбор и эксплуатация техники в условиях разработки подземным способом

2.1 Выбор оборудования для бурения

2.1.1 Выбор способа отделения горной массы от массива

Практика убедительно показывает, что в настоящее время разрушение горных пород взрывом является основным способом отделения от массива скальной породы, ее дробления или перемещения. Эффективность буровзрывного способа подготовки объясняется специфическим характером выделения тепловой энергии при взрыве взрывчатого вещества и преобразованием ее в кинетическую энергию продуктов взрыва и энергию взрывной волны, которая распространяется со скоростью, превышающей или равной скорости звука, благодаря чему в движение за короткое время вовлекаются большие объёмы среды. Поэтому взрывные работы остаются практически единственным средством разрушения больших объёмов горных пород, отличаются быстротой исполнения и относительно небольшими затратами, занимая в себестоимости добычи полезных ископаемых всего 12-20 %. При этом необходимо подчеркнуть, что повышение качества взрывной подготовки пород является одним из основных путей увеличения производительности погрузочного и транспортного оборудования.

При выборе способа отделения горной массы от массива, следует учитывать, что общая оценка буровзрывного способа базируется на трёх основных критериях: безопасности, экономичности и экологичности.

Подземные взрывные работы отличаются повышенной опасностью поражения людей, повреждения механизмов и сооружений от воздействия ударной воздушной волны, сейсмических колебаний, разлёта кусков породы, ядовитых газов и пр. Поэтому они должны выполняться в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и быть экологически безопасными.

Экономичность буровзрывных работ достигается на основе глубоких знаний физико-технических свойств горных пород, теории их разрушения, теории взрыва и создания промышленных ВВ, теории детонации, способов и средств инициирования зарядов ВВ; процессов разрушающего, сейсмического и воздушного действия взрыва зарядов ВВ; методов управления энергией взрыва и ряда других сложных вопросов.

Так же следует учитывать, что трудоемкость подземных буровзрывных работ занимает 60 % общей трудоёмкости добычи. С увеличением крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных и в первую очередь буровых работ возрастают.

Анализируя вышесказанное, для условий данного рудника принимается буровзрывной способ отделения горной породы от массива.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		23

2.1.2 Выбор бурового оборудования

Разнообразные и сложные горнотехнические условия разработки руд цветных металлов предопределяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

К факторам, влияющим на конструктивное выполнение и рабочие параметры машин, относятся:

высокая крепость и абразивность руд;

разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;

жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);

крутые повороты, ограниченные площади поперечного сечения выработок, плохая видимость, неровная и обводненная почва, наличие подъёмов и спусков, затрудняющих мобильность при перемещении и работе оборудования.

В этих условиях конструкция машин должна обеспечить:

- широкий диапазон рабочих параметров при относительно небольших размерах и массе, что желательно с точки зрения сокращения типоразмеров и унификации узлов;
- надежность в работе и удобство в обслуживании;
- автономность привода, что позволяет устранить сложные коммуникации и работы по их систематическому наращиванию;
- достаточно высокую мощность и производительность;
- безопасность эксплуатации;
- экономичность.

Наибольшее распространение получили механические способы, которые по характеру приложения силовых нагрузок и работы инструмента в забое разделяются на четыре способа:

1. Ударный;
2. Вращательный;
3. Ударно-вращательный;
4. Вращательно-ударный.

Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения, представлены в таблице 2.1.1.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		24

Таблица 2.1.1 – Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения

Способ бурения	Коэффициент крепости пород	Тип оборудования
Вращательный	до 2	ручные сверла, пневматические сверла;
Шарошечное бурение	2-6	колонковые сверла; проходческие комбайны
ударный	2-20	переносные телескопные перфораторы, буровые каретки с бурильными машинами ударно-поворотного действия
ударно-вращательный	2-20	погружные пневмоударники
вращательно- ударный	2-16	буровые головки

Исходя из горно-геологических условий проведения работ и крепости породы, для дальнейших расчётов принимаем как способ бурения – вращательно-ударное бурение. При котором разрушение породы на забое шпура или скважины происходит под действием осевого усилия ударной нагрузки с одновременным вращением инструмента.

Буровое оборудование

Выбор бурового оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое оборудование должно отвечать следующим основным требованиям:

1. Обеспечивать заданную производительность;
2. Обеспечивать высокую надёжность;
3. Обеспечивать минимальную трудоёмкость и стоимость;
4. Обеспечивать экологичность окружающей среды.

По способу воздействия инструмента на породу бурение делится:

- Механическое
- Теплофизическое

При механическом бурении разрушение породы на забое шпура или скважины осуществляют внедрением в неё под действием механических усилий твёрдых тел.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		25

При теплофизическом бурении разрушение породы происходит в результате развития в ней температурных напряжений.

Критериями выбора машин являются:

1. Соответствие машин горно-геологическим условиям;
2. Обеспечение заданной мощности и производительности;
3. Обеспечение высокой надёжности;
4. Обеспечение минимальной трудоёмкости и стоимости;
5. Обеспечение сохранения экологии окружающей среды;
6. Обеспечение автономности привода, что позволяет устранить сложные коммуникации и работы по их систематическому наращиванию;
7. Обеспечение безопасности при эксплуатации.

2.1.3 Расчёт режимных параметров

Согласно заданию известна производительность рудника по горной массе $Q_z = 2300$ тыс.т. в год. Проектируемый рудник работает по 2-х сменному графику.

В соответствии с Трудовым Кодексом и технологией производства принимаем число рабочих дней, $N_{\text{раб.дн.}} = 305$ дней.

Отсюда можно рассчитать суточную, сменную и часовую производительности:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_z}{N_p} = \frac{2300 \cdot 10^3}{305} = 5000 \text{ т/сут} \quad (2.2.1)$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{N_{\text{см}}} = \frac{5000}{2} = 2500 \text{ т/см} \quad (2.2.2)$$

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_z}{305 \cdot \gamma \cdot \lambda} = \frac{2300 \cdot 10^3}{305 \cdot 3 \cdot 0,96} = 1740 \text{ шм/сут} \quad (2.2.4)$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{N_{\text{см}}} = \frac{1740}{2} = 870 \text{ шм/см} \quad (2.2.5)$$

где $\gamma = 3 \text{ м}^3/\text{т}$ – плотность бокситовой руды.

$\lambda = 0,96 \text{ м}^3/\text{м}$ - выход руды с 1 п. м шпура (глубиной 3 м и диаметром 40 мм).

$N_{\text{см}}$ - количество смен в сутки.

N_p - количество рабочих смен в год.

Система разработки данного месторождения, относительная дешевизна новых отечественных машин, стоимость и доступность запасных частей к ним, а также относительная простота обслуживания и технического ремонта, позволяют предварительно принять самоходные бурильные установки типа 2УБН-2П и УБШ-322Д.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		26

Оптимальный выбор буровой установки определяется техническим расчетом и представлен ниже.

Технические характеристики установок представлены в табл.2.1.2.

Таблица 2.1.2. Техническая характеристика установок УБШ-322Д и СБУ-2МН

Показатели	Бурильная установка	
	УБШ-322Д	2УБН-2П
Максимальные размеры забоя, обуриваемого с одной установки, м: высота ширина	4,5 5,5	3,2 4,5
Площадь поперечного сечения обуреваемого забоя, м ²	8 ÷ 22	6 ÷ 14
Число бурильных машин	2	2
Бурильная машина	ГБП	ПК-60
Податчик	Винтовой	Винтовой
Ход подачи (глубина скважины), м	3	4
Ходовая часть	Пневмоколёсная	
Двигатель	Дизельный	
Мощность двигателя ходовой части, кВт	55	20
Скорость передвижения, км/ч	10	10
Преодолеваемый угол, градус	15	15
Внешний радиус поворота, м	5	4
Транспортные габариты, мм: длина ширина высота	10000 1700 2300	6800 1500 1500
Масса установки, т	12	6,25

2.1.4 Выбор буровой инструмента

При данной крепости отбойка производится буровзрывным способом. Т. к. породы вязкие монолитные, абразивные то целесообразно применять коронки долотчатые пластинчатые. В связи с рекомендациями, от энергии удара бурового молотка выбираем коронку КДП-40-25.

Для перфораторов используют составные буры, стоящие из съемного хвостовика, штанги, соединительной муфты и буровой коронки. Для данных условий принимаем штангу, изготовленную из круглой стали диаметром $d_{ш} = 25$ мм и круглой резьбой .

2.1.5 Расчет параметров бурения. Расчет оптимальных параметров бурения установкой УБШ-322Д

Техническая производительность УБШ-322Д, шпм/ч

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{0,55 + 0,6} \approx 52 \quad (2.2.8)$$

где $t_{\text{бур}}$ – время бурения шпура длиной 1 м, мин

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{1,2 \cdot 2 \cdot 0,75} \approx 0,55 \quad (2.2.9)$$

где $N = 2$ – число бурильных машин на установке;

$K_o = 0,75$ – коэффициент одновременной работы двух буровых машин;

$V_{\text{мех}}$ – механическая скорость бурения, м/мин

$$V_{\text{мех}} = \frac{56 \cdot A \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{\text{сж}}^{0,59} \cdot 10^3} = \frac{56 \cdot 98 \cdot 90 \cdot 60}{40^2 \cdot 100^{0,59} \cdot 10^3} \approx 1,2 \quad (2.2.10)$$

где $n = 42$ Гц – частота ударов поршня перфоратора ; $A = 63$ Дж – энергия удара
 $d = 40$ мм – диаметр буровой коронки; $\sigma_{\text{сж}} \approx 170$ МПа – временное сопротивление породы сжатию (раздавливанию); $t_{\text{вспом}}$ – вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,25 + 0,25 + 0,1 = 0,6 \quad (2.2.11)$$

где $t_{\text{ман}} = 0,25 \dots 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{\text{ох}} = 0,25 \dots 0,5$ - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпура;

$t_{\text{к}} = 0,1$ мин - время на замену коронок.

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-322Д, шпм/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t_{\text{пз}}^I + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10 + 39 + 42 + 50)}{0,55 + 0,6} \approx 240 \quad (2.2.12)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{\text{пз}} = 10$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);

$t_{\text{пз}}^I = 39$ мин (9,5 % от 420 мин);

$t_0 = 42$ мин – время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);

$t_{\text{взр}} = 50$ мин – время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин).

Годовая эксплуатационная производительность установки УБШ-322Д,
шпм/ГОД

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		28

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 240 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 187200 \quad (2.2.13)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;
 $n_p = 30 \dots 45$ - число ремонтных дней установки в году;
 $s = 3$ - число смен в сутки.

Рабочий парк установок УБШ-322Д, ед

$$N_{\text{раб}} = \frac{V^{\text{экс}}}{Q_{\text{с.м}}^{\text{экс}}} = \frac{870}{240} = 4 \text{ ед} \quad (2.2.14)$$

где $V^{\text{экс}}$ - сменная производительность рудника;

Инвентарный парк установок УБШ-322Д, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\Gamma} = 4 / 0,85 \approx 5 \quad (2.2.15)$$

где $K_{\Gamma} = 0,85$ - коэффициент готовности установки.

Схема установки в забое представлена на рис 2.1

2.1.6 Аналогично рассчитываются установки 2УБН-2П.

Техническая производительность 2УБН-2П, шпм/ч

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{1,25 + 0,6} \approx 35 \quad (2.2.16)$$

где $t_{\text{бур}}$ - время бурения шпура длиной 1 м, мин

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,52 \cdot 2 \cdot 0,75} \approx 1,25 \quad (2.2.17)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_o = 0,75$ - коэффициент, учитывающий одновременную работу двух буровых машин;

$V_{\text{мех}}$ - механическая скорость бурения, м/мин

$$V_{\text{мех}} = \frac{56 \cdot A \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{\text{с.ж}}^{0,59} \cdot 10^3} = \frac{56 \cdot 90 \cdot 42 \cdot 60}{40^2 \cdot 100^{0,59} \cdot 10^3} \approx 0,52 \quad (2.2.18)$$

$t_{\text{вспом}}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,3 + 0,2 + 0,1 = 0,6 \quad (2.2.19)$$

Эксплуатационная сменная производительность 2УБН-2П, шпм/смену

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		29

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{nz} + t_{nz}^I + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10 + 39 + 42 + 50)}{1,25 + 0,6} \approx 150 \quad (2.2.20)$$

Годовая эксплуатационная производительность установки 2УБН-2П, шпм/год

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 150 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 117000 \quad (2.2.21)$$

Рабочий парк установок 2УБН-2П, ед

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{экс}}}{Q_{\text{см}}^{\text{экс}}} = \frac{870}{150} = 6 \text{ ед} \quad (2.2.22)$$

Инвентарный парк установок 2УБН-2П, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\Gamma} = 6 / 0,85 \approx 7 \quad (2.2.23)$$

Окончательный выбор оптимальный буровой установки определяется с помощью табл.2.1.3

Таблица 2.1.3 Выбор оптимальной буровой установки

Критерий выбора	Единицы измерения	Варианты	
		УБШ-322Д	2УБН-2П
Число установок	ед.	5	7
Стоимость машины	млн.руб.	20	16
Эксплуатационная сменная производительность установки	шпм/смену	140	150
Ход подачи (глубина шпура)	м	3	3
Масса машины	т	12	6,25
Максимальные размеры забоя, обуреваемого с одной установки:	м		
высота			
ширина		3,5 4,5	3,5 4,5
Транспортные габариты:	мм		
длина			
ширина			
высота		10000 1700 2300	6800 1500 1500

Исходя из сравнения наиболее оптимальным вариантом для разработки данной системы является буровая каретка УБШ-322Д т.к. у нее больше производительность.

2.2 Выбор погрузочно-транспортного оборудования

2.2.1 Погрузочно-доставочное оборудование

Опыт отечественных рудников по добыче цветных металлов показывает, что для камерно-столбовой системы разработки механизированный способ доставки руды, с использованием современного мощного самоходного оборудования, является самым прогрессивным.

Выбор самоходного оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое транспортное оборудование должно отвечать следующим основным критериям:

- Соответствие горно-геологическими и горно-техническим условиям (габариты; величина преодолеваемого уклона; тип привода и ходового оборудования);
- Экономический критерии (стоимость оборудования; стоимость технического обслуживания и запасных деталей; унифицированность узлов; тип используемой энергии);
- Безопасность эксплуатации (пыле-, шумоподавление; защита от заколов);
- Надежность (безотказность, долговечность, ремонтпригодность);
- Обеспечение необходимой технической производительности.

Основные преимущества доставки руды самоходным оборудованием: высокая производительность; мобильность; исключаются вспомогательные работы по переносу, монтажу и демонтажу даже при непостоянстве рабочих мест; универсальность (одни и те же машины используются на очистных и подготовительных работах).

Основные недостатки: высокая стоимость оборудования и запасных частей; сравнительно малый срок службы дизельных машин (3-6 лет); длительные ремонты, в связи, с чем обычно лишь около 1/3 – 1/2 машин готовы к эксплуатации; расход воздуха на проветривание при дизельном оборудовании может возрастать до 1,5-2 раза, что не только увеличивает расход энергии, но и требует строительства дополнительных вентиляционных стволов на крупных шахтах; увеличенное (12 м² и более) сечение выработок для движения и работы мощных машин; сложность обслуживания и ремонта машин, особенно дизельных, требует высокой квалификации рабочих.

Тем не менее, отечественной и зарубежной практикой установлено, что при взрывной отбойке достоинства самоходного оборудования настолько

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		31

существенны, что на сегодня его можно считать лучшим из имеющихся средств механизации доставки руды в подходящих для его использования горнотехнических условиях.

Распространение получили в основном следующие машины или комплексы:

- погрузочно-доставочные машины;
- погрузочные (или погрузочно-доставочные, используемые как погрузчики) машины в комплексе с автосамосвалами;
- экскаваторы в комплексе с автосамосвалами, а также с бульдозерами или легкими погрузочно-доставочными машинами для зачистки дорог и почвы очистных камер;
- бульдозеры;
- самоходные скреперные машины;
- самоходные вагоны в комплексе с погрузочными машинами или комбайном и бункер - перегружателем.

Выбор оптимального варианта доставки руды определяется техническим расчетом и представлен ниже.

Для условий проектируемого рудника предварительно принимаются погрузочно-доставочные машины. Данные машины предназначены для погрузки и транспортирования отбитой горной массы, погрузки её в рудоспуски (транспортные средства), а также выполнения работ по зачистке и устройству дорог, доставке оборудования и материалов.

Особенностями современных мощных машин данного типа являются универсальность (возможность выполнения нескольких основных и вспомогательных функций), пневмошинный ход и дизельный привод.

Широкое применение в погрузочно-транспортных машинах получил дизельный привод. Машины с ДВС обладают большой мощностью, экономичностью, просты по конструкции, обеспечивают легкость управления и плавность регулировки скоростей в широком диапазоне. Дизельный привод хорошо приспособлен для работы в условиях изменяющихся нагрузок. Основное преимущество данного привода перед электрическим – независимость от источника электроэнергии. Большими недостатками транспортировки полезного ископаемого машинами с ДВС являются, во-первых, образование токсичных газов при сгорании топлива, требующее специальных мер по нейтрализации и обезвреживанию, и, во-вторых, необходимость организации подземных заправочных пунктов, а в отдельных случаях устройства подземных складов горюче-смазочных материалов и ремонтных мастерских.

Модели машин, снабженные электродвигателями, питаются от кабельной сети кабелем, намотанным на барабане от троллея или в их комбинации. В связи с этим, снижается манёвренность машин, безопасность обслуживающего персонала, и, как следствие, производительность.

Пневматический привод питается через шланг, что снижает скорость машин, он имеет невысокий КПД и используется лишь для машин легкого класса с небольшим радиусом действия.

Учитывая рекомендации по выбору вместимости ковша в зависимости от размера кондиционного куска руды (600 – 800 мм) и расстояние откатки руды (до 120 м), предварительно приняты машины типа ПТ-2,5 и ПД-3.

Таблица 2.2.4 – Технические характеристики машин ПД-3 и ПТ-2,5

Параметры машин	ПД-3	ПТ-2,5
Грузоподъемность	3	2,5
Емкость ковша: м ³		
сменного	1,0	-
основного	1,5	0,12
Емкость кузова, м ³	-	1,0
Мощность привода: кВт	130	60
Габариты, мм:		
высота	2120	2120
ширина	1700	1400
длина	7500	3150
Привод	дизельный	дизельный
Рекомендуемое расстояние откатки, м	100	160
Масса, т	10	5
Радиус поворота, м	4,7	3,5
Скорость передвижения, км/ч	10	10
Высота разгрузки ковша, м	1,8	-

2.2.2 Расчет параметров погрузочно-доставочного оборудования ПД-3

Вместимость ковша машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности (3,0 т/м³) и размеру кондиционного куска руды (600...800 мм), м³

$$E = Q/\gamma \cdot K_3 = 3/3 \cdot 0,96 = 1,04 \quad (2.2.24)$$

где $\gamma = 3 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;

$K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке;

Q – грузоподъемность ,

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Эксплуатационная сменная производительность ПД-3, т/смену

$$Q_{\text{эсп}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_z}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 1,0 \cdot 7 \cdot 3 \cdot 1}{12 + 170 + 20} = 375 \quad (2.2.31)$$

где $E = 1,6 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ – продолжительность работы машины в течение смены;

$t_{\text{разг}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \approx 12 \quad (2.2.32)$$

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, с

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,12 \cdot (1/5 + 1/10) \cdot 1,3 \approx 170$$

где $L \approx 0,12 \text{ км}$ – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 5 \text{ км/ч}$ – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} \approx 10 \text{ км/ч}$ – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность ПД-3, т/год

$$Q_{\text{эсп}}^{\text{г}} = Q_{\text{эсп}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 375 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 292500 \quad (2.2.34)$$

Рабочий парк машин ПД-3, ед

$$N_{\text{раб}} = A_{\text{г}} \cdot K_{\text{р}} / Q_{\text{эсп}}^{\text{г}} = \frac{2,3 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{292500} \approx 9 \quad (2.2.35)$$

где $K_{\text{р}} = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк машин ПД-3, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\text{г}} = 9 / 0,85 \approx 11 \quad (2.2.36)$$

где $K_{\text{г}} = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Схема работы в забое на рис. 2.1

2.2.3 Расчет параметров машин ПТ-2,5

Для условий данного рудника сравним принятые машины ковшового типа ПД-3 с погрузочно-доставочными машинами кузовного типа.

Система разработки данного месторождения, физико-механические свойства руды, относительная дешевизна новых отечественных машин, стоимость и доступность запасных частей к ним, а также относительная простота обслуживания и технического ремонта, позволяют принять кузовные погрузочно-доставочные машины типа ПТ (Россия).

Учитывая рекомендации по выбору вместимости ковша и емкости кузова в зависимости от размера кондиционного куска руды (600 – 800 мм), а также расстояние откатки руды (до 120 м), предварительно принимаются машины типа ПТ-2,5

Вместимость кузова машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности руды и размеру кондиционного куска руды, м³

$$E = Q/\gamma \cdot K_3 = 2,5/3 \cdot 0,96 = 0,86 \text{ м}^3 \quad (2.2.37)$$

где $\gamma = 3 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;

$K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке грузонесущим органом,

Q – расчетная масса груза, т

Увеличение вместимости кузова на 5 – 10 % и превышение нагрузки до 3% находится в пределах допустимого.

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Вышеприведенные расчеты потребных мощностей показывают пригодность принятых машин ПТ-2,5.

Эксплуатационная сменная производительность ПТ-2,5, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E_{\text{куз}} \cdot T \cdot \gamma \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разг}}} = \frac{3600 \cdot 0,86 \cdot 7 \cdot 3 \cdot 1}{120 + 170 + 20} \approx 210 \quad (2.2.44)$$

где $E_{\text{куз}} = 0,86 \text{ м}^3$ – вместимость кузова машины;

$T = 7 \text{ ч}$ – продолжительность работы машины в течение смены;

$t_{\text{разг}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с

$$t_{\text{погр}} = \frac{E_{\text{куз}}}{E_{\text{ковш}} \cdot K_n} \cdot t_{\text{ц}} \cdot K_n \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = \frac{0,86}{0,12 \cdot 0,95} \cdot 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \approx 120 \quad (2.2.45)$$

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		35

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, с

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,12 \cdot (1/5 + 1/10) \cdot 1,3 \approx 170 \quad (2.2.46)$$

где $L \approx 0,12$ км – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 5$ км/ч – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} \approx 10$ км/ч – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность ПТ-2,5, т/год

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 210 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 16380 \quad (2.2.47)$$

Рабочий парк машин ПТ-2,5, ед

$$N_{\text{раб}} = A_{\text{г}} \cdot K_{\text{р}} / Q_{\text{экс}} = \frac{2,3 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{16380} \approx 16 \quad (2.2.48)$$

где $K_{\text{р}} = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк машин ПТ-2,5, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\text{г}} = 16 / 0,85 \approx 18 \quad (2.2.49)$$

где $K_{\text{г}} = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Для определения оптимального варианта доставки руды выше приведенными погрузочно-доставочными машинами составляется табл.2.5

Таблица 2.1.5

Основные параметры	Единица измерения	Машины	
		ПД-3	ПТ-2,5
Количество машин	шт.	11	18
Эксплуатационная сменная производительность	т/смену	375	210
Грузоподъемность	т	3	2,5
Вместимость кузова	м ³	–	0,86
Двигатель		дизельный	дизельный
Мощность	кВт	130	60
Масса	т	10	5
Линейные размеры выработки	м	2,5* 2	2,5*1,6

Окончательно принимаем погрузочно-доставочные машины марки ПД-3, так как машины марки ПТ-2,5 имеют меньшую эксплуатационную производительность, и характерное для них боковое расположение оператора требует большей площади поперечного сечения выработок.

2.3 Технология ремонта

На основании производительности, характеристики производства, горно-технических и горно-геологических условий предприятия, а также на основании материалов производственной практики выбираем следующее горное оборудование:

- I. для буровых работ:
буровую каретку УБШ-322Д в количестве 6 ед.;
- II. для погрузочно-доставочных работ:
машину ПДМ ПД-3 в количестве 11 ед.;

По приложению 2 [2] определяем нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов выбранного оборудования: рис 2

Таблица 2.3.1 – Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Ко л-во	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				вид	периодичность, ч	продолжительность, ч	число в цикле	одного ремонта	средне-годовая
1	ПДМ ПД-3	6	20	ТО	376	5	10	10	77
				T ₁	1128	13	2	58	115
				T ₂	2256	32	2	192	255
				К	6768	128	1	720	480
2	УБШ-322Д	11	12	ТО	470	6	12	6	48
				T ₁	1410	18	3	36	72
				T ₂	2820	30	2	120	160
				К	8460	72	1	360	240

2.3.1 Определение количества и видов ремонтов

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

В данном дипломном проекте количество и виды технических обслуживаний и ремонтов году определяем аналитическим методом.

5.1. Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в год для буровой каретки УБШ-322Д:

количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_2 + H_k}{K} \quad (2.3.1)$$

где H_2 – планируемая выработка на год, час; H_k – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч., принимаем $H_k = 0$; K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_2 = T_2 * k_u^n - T_p = 4270 * 0,85 - 133 = 3496 \text{ ч} \quad (3.1)$$

где $k_u^n = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену; T_2 – номинальный фонд времени работы оборудования, час (табл. 1); T_p – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} * (T_{mo} * N_{mo}^u + T_m * N_m^u + T_k * N_k^u)}{K} = \frac{4270 * (6 * 12 + 18 * 3 + 33 * 2 + 72 * 1)}{8460} = 133 \text{ ч} \quad (2.3.2)$$

где T_{mo} ; T_m ; T_k – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч; N_{mo}^u ; N_m^u ; N_k^u – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$N_k = \frac{3496 + 0}{8460} \approx 0,41 = 0 \text{ ед.} \quad (2.3.3)$$

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = 0 \text{ ед.} \quad (2.3.4)$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{m1} = \frac{H_2 + H_{m1}}{T_1} - N_k - N_{m2} \quad (2.3.5)$$

где H_{T1} – выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.; T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$N_{T1} = H_k - T * n_1 = 0 - 1410 * 0 = 0 \text{ ч} \quad (2.3.6)$$

где n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} = \frac{0}{1410} = 0$$

$$N_{m1} = \frac{3496 + 0}{1410} - 0 - 0 \approx 2,5 = 2 \text{ ед} \quad (2.3.6)$$

количество технических осмотров:

$$N_{mo} = \frac{H_2 + H_{mo}}{T_O} - N_k - N_{m2} - N_{m1} \quad (2.3.7)$$

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		38

где $H_{\text{ТО}}$ - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.; $ТО$ – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{\text{мо}} = H_{\kappa} - TO * n_o = 0 - 470 * 0 = 0 \text{ ч} \quad (2.3.8)$$

где n_o – целое число проведенных технических осмотров со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_o = \frac{H_{\kappa}}{TO} = \frac{0}{470} = 0$$

$$N_{\text{ТО}} = \frac{3496+0}{470} - 0 - 0 - 2 \approx 5,3 = 5 \text{ ед.} \quad (2.3.9)$$

5.2. Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для машины ПДМ ПД-3:

количество капитальных ремонтов:

$$\begin{aligned} N_{\kappa} &= \frac{H_{\kappa} + H_{\kappa}}{K}; \\ H_{\kappa} &= T_{\kappa} * k_{\kappa}^n - T_p = 4270 * 0,85 - 170 = 3460 \text{ ч}; \\ T_p &= \frac{T_{\Gamma} * (T_{\text{мо}} * N_{\text{мо}}^u + T_{m1} * N_{m1}^u + T_{m2} * N_{m2}^u + T_{\kappa} * N_{\kappa}^u)}{K} = \\ &= \frac{4270 * (5 * 10 + 13 * 2 + 32 * 2 + 128 * 1)}{6768} = 170 \text{ ч}; \\ N_{\kappa} &= \frac{3460 + 0}{6768} \approx 0,51 = 0 \text{ ед.} \end{aligned} \quad (2.3.10)$$

количество вторых текущих ремонтов:

$$\begin{aligned} N_{m2} &= \frac{H_{\kappa} + H_{m2}}{T_2} - N_{\kappa}; \\ H_{\text{т2}} &= H_{\kappa} - T * n_2 = 0 - 2256 * 0 = 0 \text{ ч}; \\ n_1 &= \frac{H_{\kappa}}{T_2} = \frac{0}{2256} = 0; \\ N_{m2} &= \frac{3460 + 0}{2256} - 0 \approx 1,5 = 1 \text{ ед.} \end{aligned} \quad (2.3.11)$$

количество первых текущих ремонтов:

$$\begin{aligned} N_{m1} &= \frac{H_{\kappa} + H_{m1}}{T_1} - N_{\kappa} - N_{m2}; \\ H_{\text{т1}} &= H_{\kappa} - T * n_1 = 0 - 1128 * 0 = 0 \text{ ч}; \\ n_1 &= \frac{H_{\kappa}}{T_1} = \frac{0}{1128} = 0; \\ N_{m1} &= \frac{3460 + 0}{1128} - 0 - 1 \approx 2,06 = 2 \text{ ед.} \end{aligned} \quad (2.3.12)$$

количество технических осмотров:

$$\begin{aligned} N_{\text{мо}} &= \frac{H_{\kappa} + H_{\text{мо}}}{TO} - N_{\kappa} - N_{m2} - N_{m1}; \\ H_{\text{мо}} &= H_{\kappa} - TO * n_o = 0 - 376 * 0 = 0 \text{ ч}; \\ n_o &= \frac{H_{\kappa}}{TO} = \frac{0}{376} = 0; \\ N_{\text{ТО}} &= \frac{3460 + 0}{376} - 0 - 1 - 2 \approx 6,2 = 6 \text{ ед.} \end{aligned} \quad (2.3.13)$$

Таблица 2.3.2 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

	$N_{то}$	N_{m1}	N_{m2}	N_k
УБШ-322Д	5	2	0	0
ПД-3	6	2	1	0

2.3.2 Расчет численности ремонтного персонала

2.3.1. Годовые суммарные трудозатраты

Годовые суммарные трудозатраты рассчитываем по формуле:

$$T_n = (t_{mo}^1 + t_{m1}^1 + t_{m2}^1 + t_k^1) * N^1 + (t_{mo}^2 + t_{m1}^2 + t_{m2}^2 + t_k^2) * N^2 = (6 + 18 + 30 + 72) * 12 + (5 + 13 + 32 + 128) * 20 = 5072 \text{ чел.-ч.} \quad (2.3.14)$$

где $t_{mo}^1, t_{то}^2$, – нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.; $t_{m1}^1, t_{т1}^2$, – нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.; $t_{m2}^1, t_{т2}^2$, – нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.; t_k^1, t_k^2 , – нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.; N^1, N^2 , – число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

2.3.2 Плановая численность производственных рабочих

Плановую численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ, определяем по формуле, чел.:

$$M = \frac{\alpha * T_n}{D_p * k_{н.в.}} \quad (2.3.15)$$

где $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ - коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ; D_p - номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = (365 - B - П - O) * T_{см} * k_n = (365 - 60 - 5 - 63) * 7 * 0,95 = 1576 \text{ ч}$$

где B - количество выходных дней в планируемом году; $П$ - количество праздничных дней; O - средняя продолжительность отпуска производственного рабочего; $k_n = 0,95 \dots 0,98$ –коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т. д.); $T_{см}$ - продолжительность одной смены, ч; $k_{н.в.} = 1,1 \dots 1,15$ –коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

$$M = \frac{\alpha * T_n}{D_p * k_{н.в.}} = \frac{1,7 * 5072}{1576 * 1,1} \approx 5,2 = 6 \text{ чел.} \quad (2.3.16)$$

Таблица 2.3.3 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел
Слесари и электрослесари	3
Токари-станочники	1
Кузнецы, прессовщики, бурозаправщики	1
Электрогазосварщики	1
Прочие	0

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист 40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

2.3.4 Численность вспомогательных и подсобных рабочих

Численность вспомогательных и подсобных рабочих (транспортного отдела, инструментального, ОТК, заточники, кладовщики и т. д.) принимаем равной:

$$M_{\text{в}} = M * (0,10 \dots 0,12) = 6 * 0,10 \approx 0,6 = 1 \text{ чел.} \quad (2.3.17)$$

4.5. Численность инженерно-технических работников

Численность ИТР принимаем равным:

$$M_{\text{и}} = (M + M_{\text{в}}) * (0,07 \dots 0,09) = 7 * 0,08 \approx 0,56 = 1 \text{ чел.} \quad (2.3.18)$$

4.6. Численность счетно-нормировочного состава

$$M_{\text{с}} = (M + M_{\text{в}} + M_{\text{и}}) * (0,04 \dots 0,05) = 8 * 0,05 = 1 \text{ чел.} \quad (2.3.19)$$

4.7. Численность младшего обслуживающего персонала

$$M_{\text{м}} = (M + M_{\text{в}} + M_{\text{и}} + M_{\text{с}}) * (0,02 \dots 0,03) = 9 * 0,03 \approx 1 \text{ чел.} \quad (2.3.20)$$

2.3.4 Численность всего работающего персонала

Таблица 2.3.4. – Численность всего работающего персонала по категориям работы

Категория работы	Численность, чел
Ремонтных рабочих	6
Вспомогательных и подсобных рабочих	1
ИТР	1
Счетно-нормировочного состава	1
Младшего обслуживающего персонала	1

2.3.3 Расчет станочного оборудования

2.3.3 Количество станков

$$N_{\text{ст}} = \frac{\delta * \alpha * T_{\text{н}}}{m * D * k_{\text{и}}} = \frac{0,35 * 1,7 * 5072}{2 * 2040 * 0,6} = 3 \text{ ед.} \quad (2.3.21)$$

где $\delta = 0,3 \dots 0,35$ - коэффициент станочных работ; m - число смен работы станков в сутки, $m = 2$; $D = 2040$ ч - годовой фонд рабочего времени одного станка; $k_{\text{и}} = 0,6 \dots 0,65$ - коэффициент использования станка в течение смены.

2.3.2 Распределение станков по типам

Таблица 2.3.5 – Распределение станков по типам и маркам

Тип станка	Количество, ед.
Токарно-винторезные	1
Сверлильные	1
Электрогазосварочные посты	1

Общее количество станков $N_{\text{ст}} = 3$ ед.

2.3.4. Проектирование ремонтной базы

2.3.4.1 Расчет производственных площадей

В данном курсовом проекте расчет производственных площадей в зависимости от типа ремонтного предприятия, объема ремонтных работ проводим по площади пола, занятого оборудованием.

Таблица 2.3.6 – Площади производственных цехов и отделений

№	Цех или отделение	$F_o, м^2$	F
1	Участок разборки оборудования	20-30	4-4,5
2	Отделение ремонта электрооборудования	15-20	5-7
3	Цех сборки машин и агрегатов	20-25	4-4,5
4	Электрогазосварочное отделение	25-30	5-5,5
5	Трансформаторная подстанция	25-30	5-5,5
6	Механический цех	60-80	4-5

По площади пола, занятого оборудованием, производственные площади определяют с учетом переходного коэффициента, учитывающего рабочие зоны, проезды и проходы:

$$F = \sum_{i=1}^{n=14} F_{oi} * k = 20 * 4 + 15 * 5 + 20 * 4 + 25 * 5 + 25 * 5 + 60 * 4 = 725 м^2 \quad (2.3.1)$$

где F_{oi} - площадь пола, занятого i -м оборудованием, $м^2$; k – переходный коэффициент, $м^3/чел.$

Площадь административных помещений, $м^2$:

$$F_a = 0,06 * F = 0,06 * 725 = 43,5 м^2. \quad (2.3.22)$$

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{общ} = F + F_a = 725 + 43,5 = 768,5 м^2. \quad (2.3.23)$$

2.3.4.2 Выбор схемы ремонтной базы:

Схемы, конструкции и размеры производственных машиностроительных зданий унифицированы и регламентируются нормами Госстроя СН-118-68. Эти нормы применяют и для проектирования ремонтных предприятий.

Подземные ремонтные базы предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном горизонте. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость проходки и эксплуатации капитальных выработок, улучшает условия маневрирования.

Выработки в плане должны быть близкими к квадрату или короткому прямоугольнику. В этом случае при одной и той же площади периметр ремонтной базы является минимальным.

В соответствии с рассчитанной общей площадью ремонтной базы и площадями выработок и отделений определяется длина и ширина здания таким образом, чтобы они были кратны шагу колонн.

В связи с производственной необходимостью схема производственного потока ремонта принимается прямоточная, без встречных и перекрестных грузопотоков.

Все цехи и отделения ремонтного предприятия делятся на зоны:

1. Зона разборки. В неё входят участки: разборки и мойки оборудования, отделение сортировки, контрольно-сортировочный склад деталей;
2. Зона сборки. В неё входят отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов;
3. Зона сварки, в которую входят электрогазосварочное и газотермическое отделения;
4. Зона вспомогательных цехов и служб: инструментальное и заточное отделения, склады, трансформаторная подстанция и компрессорная станция;
5. Зона административных помещений;
6. Зона бытовых помещений.

Зоны 8 и 9 располагаются на верхних этажах в торцевой (или продольной) части здания.

5.4.3. Определение параметров пролета здания ремонтной базы:

Основными параметрами пролета здания являются: ширина пролета L ; шаг колонн t в направлении продольной оси пролета; сетка колонн $L \times t$; высота до подкрановых путей H_1 ; высота пролета H (расстояние от пола до нижней части несущих конструкций перекрытия); строительная высота H_c ; длина пролета S (расстояние между осями крайних колонн здания в направлении продольной оси пролета).

Высота до подкрановых путей, м:

$$H_1 = K + e + f + c = 1 + 1 + 1 + 1 = 4 \text{ м}, \quad (2.3.24)$$

где K - расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировании, м; e - максимальная высота перемещаемого груза, м; f - расстояние между грузом и центром крюка крана; c - расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, м.

Принимаем $H_1 = 4 \text{ м}$.

Высота пролета, м:

$$H = H_1 + h = 4 + 1 = 5 \text{ м}, \quad (2.3.25)$$

где h - расстояние от рельсовых путей до нижней части фермы, м.

Принимаем $H = 9,6 \text{ м}$.

Строительная высота:

$$H_c = H + a = 5 + 1 = 6 \text{ м}, \quad (2.3.26)$$

где a - высота фермы.

Длина пролета, м:

$$S = t * n = 6 * 3 = 18 \text{ м}, \quad (2.3.27)$$

где n - число шагов колонн.

2.3.5 Управление механической службой

Типовая структура энерго-механической службы рудника представлена на рисунке 2.3.1. Во главе механической службы стоит главный механик рудника, который отвечает за безотказную работу, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего оборудования рудника. Подчиняется главный механик непосредственно главному инженеру рудника.

За бесперебойное снабжение рудника электроэнергией отвечает главный энергетик рудника.

В подчинении главного механика рудника находится главный механик карьера, главный механик автотранспортного цеха, начальник центральных ремонтных мастерских (ЦРММ), главный механик дробильно-шахтного отделения (ДШО), главный энергетик карьера. Они организуют, направляют и контролируют работу подчиненного им персонала.

С целью повышения гибкости и оперативности работы энерго-механической службы каждый участок эксплуатируемого оборудования – буровой экскаваторной, автотранспортный и участок механизации имеет свою ремонтную службу, которая возглавляется своим старшим механиком. Старший механик экскаваторного парка является заместителем главного механика карьера.

Функции персонала энерго-механической службы предприятия определены должностными инструкциями.

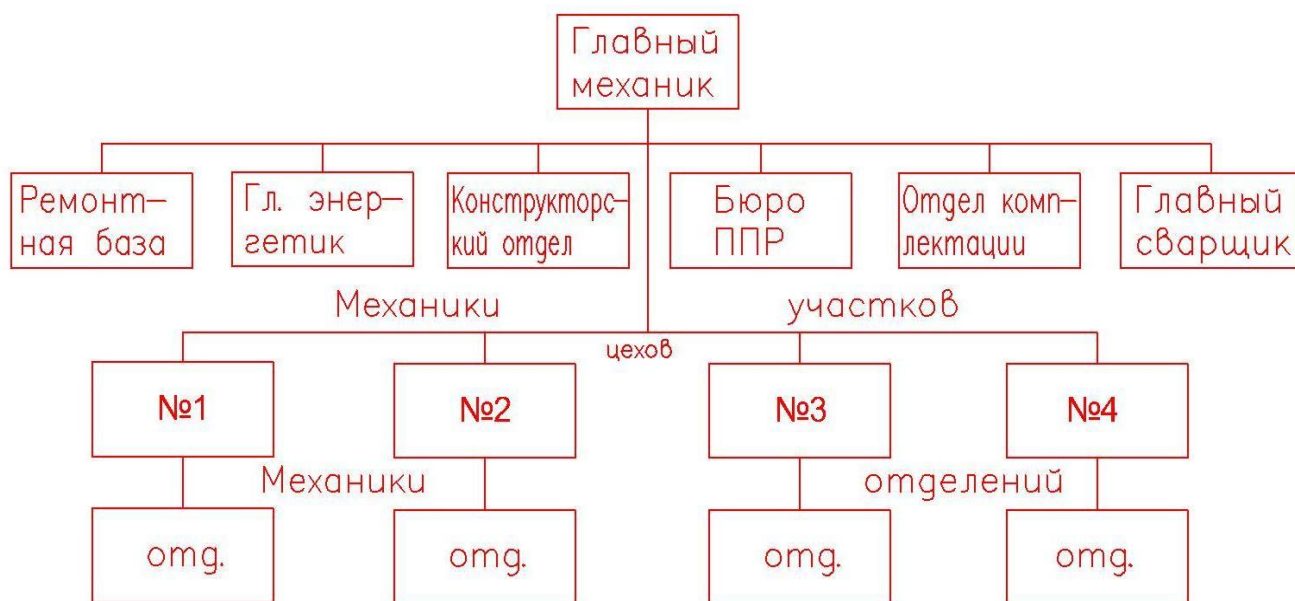


Рисунок 2.3.1 - Типовая структура механической службы предприятия

2.4 Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий

Электроэнергия для нужд рудника поступает по воздушной ЛЭП напряжением 110 кВ до подстанции находящейся на промплощадке. На трансформаторах главной понизительной подстанции, напряжение понижается до 6 кВ, распределяется по стационарным установкам поверхностного комплекса и подаётся в подземные выработки. Часть электроэнергии, поступающей в центральную понизительную подстанцию, распределяется между подземными распределительными пунктами высокого напряжения.

2.4.1 Расчёт освещения откаточного горизонта

Расчёт освещения откаточного штрека производится точечным методом. Длина откаточных выработок на одном горизонте составляет 1200 метров, норма освещенности 2 лк, принятый тип светильников РП-100, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость, лк:

$$E_m = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot \cos^3 \alpha / K_z \cdot h^2 = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,06 / 1,15 \cdot 2^2 = 2,3 \quad (2.4.1)$$

2.4.2 Расчёт освещённости камерных выработок

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения электровозного депо.

Ширина камеры (B=6м), длина (A=19м), высота подвески светильников (h=3,5м).

Определим показатель освещения:

$$I = \frac{AB}{h(A+B)} = \frac{6 \cdot 19}{3,5(6+19)} = 1,3 \quad (2.4.2)$$

Потребный световой поток одной лампы, лм:

$$F_A = \frac{K_z \cdot E_{\min} \cdot S \cdot Z}{\eta \cdot n} = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 114 \cdot 1,1}{0,11 \cdot 8} = 3420 \quad (2.4.3)$$

Для освещения принимаем светильник типа РП-200. Расстояние между светильниками 4,5 метров

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

Таблица 2.4.1 - Расчет освещенности камерных выработок

Наименование выработки	Расстояние между светильниками	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Количество светильников	Суммарная мощность
Камера тяговой подстанции	5	РП – 200	3320	200	7	1,4
Камера диспетчера	4	РП – 100	1360	100	5	0,5
Камера погрузочно-разгрузочного пункта	5	РП – 200	3800	200	5	1
Электровагонное депо	8	РП – 200	3420	200	8	1,6

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП-4. В соответствии с необходимой мощностью для освещения необходимо 33 пусковых агрегата. Средняя длина осветительного кабеля составит 180 м.

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля КГЭВШ $S_k = 16 \text{ мм}^2$.

Расчетная полная нагрузка участковой подземной станции, кВА:

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 10 мм^2 , допускающий нагрузку 35 А.

Принимаем два кабеля типа КГРШЭП сечением 10 мм^2 . Один является рабочим, другой резервным.

Принимаем трансформатор типа ТМ 6300/110/6.

2.4.3 Расчет токов КЗ в высоковольтной сети

Расчет производим методом расчетных кривых для трех моментов времени $t=0$ с; $t=0,2$ с; $t=\infty$.

В расчете учитываем только индуктивные сопротивления всех элементов цепи. Расчет производим в относительных единицах приведенных к базисным условиям. При расчетах данным методом надо учесть подпитку высоковольтных двигателей подключенных к месту К.З. Для выбора высоковольтных ячеек и проверки высоковольтных кабельных линий на термическую стойкость, производим только расчет токов трехфазного К.З.

Составляем укрупненную однолинейную принципиальную схему электроснабжения и схему ее замещения.

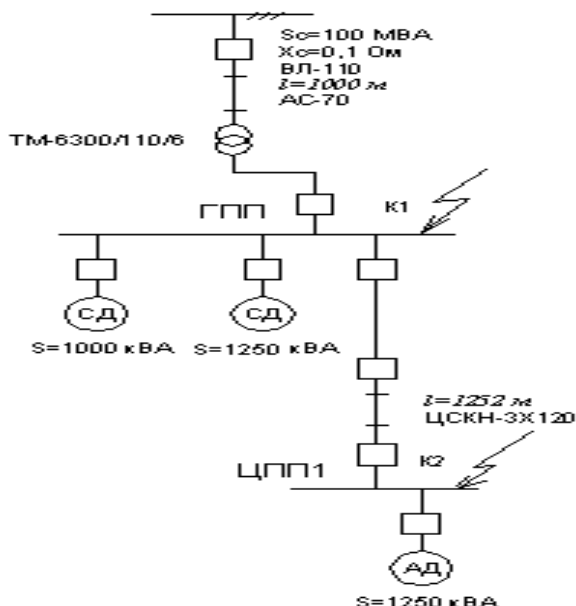


Рисунок 2.4.1 - Структурная однолинейная принципиальная схема электроснабжения рудника

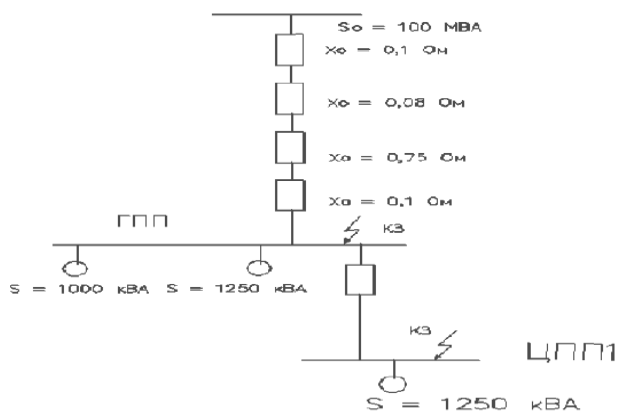


Рисунок 2.4.2 - Схема замещения.

Таблица 2.4.2 - Сводная таблица

№	Точка КЗ	$I' = I_{t=0}$, кА	$I_{t=0,2}$, кА	$I_{t=\infty}$, кА	i_y , кА	I_y , кА
1	К1	5.870	4,850	5,220	14,7936	63.9825
2	К2	5,503	4,6234	4,6234	14010,4	8,310

Проверка кабеля на термическую стойкость по токам КЗ.

2.4.6 Выбор высоковольтных ячеек

Для ЦПП выбираем высоковольтные ячейки КРУВ–6 с высоковольтными выключателями типа ВЭВ–6.

Таблица 2.4.3 - Выбор ячеек ЦПП

Условие выбора	Расчетные значения				Паспортные данные
Номинальное напряжение, кВ	6	6	6	6	6
Номинальный ток, кА	0,38	0,18	0,11	-	0,4
Отключающий ток, кА	4,6	4,6	4,6	-	10
Ударный ток, кА	14	14	14	-	25
Мощность отключения, кВА	49,5	49,5	49,5	-	100
Термическая стойкость, кА	3,7	3,7	3,7	-	10

Для ГПП выбираем высоковольтные ячейки КРУ – 6 с высоковольтными выключателями типа ВВЭ – 6

Таблица 2.4.6 - Выбор ячеек ГПП

Условие выбора	Расчетные значения				Паспортные данные
Номинальное напряжение, кВ	6	6	6	6	6
Номинальный ток, кА	1,9	0,9	0,62	-	2
Отключающий ток, кА	5.87	5.87	5.87	-	31,5
Ударный ток, кА	14.7	14.7	14.7	-	80
Мощность отключения, кВА	63.9	63.9	63.9	-	546
Термическая стойкость, кА	14.7	14.7	14.7	-	31,5

2.5 Специальная часть

2.5.1 Механизация процессов управления работы транспортного погрузчика.

Опыт современных рудников по добыче цветных металлов показывает, что механизированный способ доставки руды, с использованием современного мощного самоходного оборудования, является самым прогрессивным.

Выбор самоходного оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое транспортное оборудование должно отвечать следующим основным критериям:

- Соответствие горно-геологическими и горно-техническим условиям (габариты; величина преодолеваемого уклона; тип привода и ходового оборудования);
- Экономический критерии (стоимость оборудования; стоимость технического обслуживания и запасных деталей; унифицированность узлов; тип используемой энергии);
- Безопасность эксплуатации (пыле-, шумоподавление; защита от заколов);
- Надежность (безотказность, долговечность, ремонтпригодность);
- Обеспечение необходимой технической производительности.

Основные преимущества доставки руды самоходным оборудованием: высокая производительность; мобильность; исключаются вспомогательные работы по переносу, монтажу и демонтажу даже при непостоянстве рабочих мест; универсальность (одни и те же машины используются на очистных и подготовительных работах).

2.5.2 Анализ времени работы транспортного погрузчика на предприятии.

В данном дипломном проекте рассмотрен рудник, в которых применяются ПДМ, на различных глубинах, от -550м до -750 м. Данное предприятие работает 305 дней в году, по 2 смены в день. Время одной смены составляет 7 часов. Отсюда следует что теоретически можно отгружать горную массу можно 14 часов в сутки и 4270 часов в год. На деле все обстоит несколько иначе.

На время работы погрузчика влияют различные факторы:

$$T_{\text{раб.погр.}} = t_{\text{смен}} - t_{\text{то}} - t_{\text{наряд}} - t_{\text{период}} - t_{\text{пути}} - t_{\text{то}} \quad (2.5.1)$$

Где $t_{\text{смен}}$ – полное время смены = 7 час

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		49

Таблица 2.5.1 Операции технологического процесса

№ операции	Технический процесс	Ед. изм.	Значение
1	$t_{то}$ – время проведения ежедневного ТО(проводит машинист совместно с инженерно техническим рабочим, имеющим право выпускать СДО на линию)	мин	30
2	$t_{наряд}$ – время на получение сменного задания(наряд)	мин	15
	$T_{перев}$ – время на переодевание	мин	10
3	$t_{пути}$ – время следования до места работы, чем глубже находится разработка тем больше время. Спуск клетки вниз (от 2 мин до 10мин) и времени следования в пункт отстоя СДО(гараж) и обратно в конце смены	мин	10
4	$T_{сто}$ – время на проведение ежедневного ТО по окончанию смены	мин	30

Время в пути:

$$t_{пути} = t_{нар} + t_{пер} + t_{клеть} + t_{отстой} \quad (2.5.2)$$

Отсюда получаем:

$$T_{раб.погр.} = t_{смен} - t_{то} - t_{наряд} - t_{перев} - t_{пути} - t_{то} = 420 - 30 - 15 - 10 - 10 - 30 = 325 \text{ мин}$$

Отсюда следует, что эксплуатационная сменная производительность ПД-3, т/смену

$$Q_{эсп} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_z}{t_{погр} + t_{движ} + t_{разг}} = \frac{3600 \cdot 1,0 \cdot 5,5 \cdot 3 \cdot 1}{12 + 170 + 20} = 331 \quad (2.5.3)$$

где $E = 1,6 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 5,5 \text{ ч}$ - продолжительность работы машины в течение смены;

$t_{разг} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{погр}$ – время погрузки, с

$$t_{погр} = t_{ц} \cdot K_n \cdot K_{ман} \cdot K_{рем} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \approx 12$$

$$t_{движ} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{гр} + 1/V_{пор}) \cdot K_{дв} = 3600 \cdot 0,12 \cdot (1/5 + 1/10) \cdot 1,3 \approx 170$$

где $L \approx 0,12 \text{ км}$ – длина откатки руды;

$V_{гр} \approx 5 \text{ км/ч}$ – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{пор} \approx 10 \text{ км/ч}$ – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{дв} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины

Вывод: Отгрузка горной массы при помощи ПДМ эффективна, но поскольку горная добыча уходит в целом все глубже на нижние очистные выработки, поэтому много времени уходит на то что бы только добраться до места отгрузки. Встает вопрос о рациональные использования погрузчика.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

2.5.3 Техническое решения увеличения времени использования транспортного погрузчика по назначению

В данном дипломном проекте предложено увеличить коэффициент использования машины за счет установки на нее беспроводной системы связи.

Установка системы AutoMine-Lite с «умной» навигационной системой.

Таблица 2.5.3 Анализ внедрения системы.

Критерий выбора	Оценка
Механизация процессов	+
Стоимость установки	-
Снижение времени простоев	+
Автоматизация откатки	+
Скорость передвижения	+
Затраты на ТО и Амортизацию(переключение КПП, тормозов, трансмиссии)	+
Безопасность при эксплуатации	+

Вывод: проанализировав вариант внедрения системы видим, что она существенно сократить время простоя оборудования, за счет не надобности тратить время на переодевание, спуск, и путь до гаража, что требует дополнительных затрат.

2.5.4 Принцип работы системы AutoMine-Lite

AutoMine-Lite, предназначенной для управления автономной работой погрузчика в выработках рудника. Система связи обеспечивает передачу данных между погрузчиком и станцией оператора в реальном времени.

Навигационная система InfraFree сканирует окружающий ландшафт и модели маршрута. Система управляет погрузчиком на скорости 20км/ч с 100% точностью. Если машина по какой то причине не получает информацию через антенны точек доступа, то автоматически операции немедленно прекращаются.

Для организации работой погрузчиков на руднике в режиме реального времени и проведения их по туннелям требуется целый ряд датчиков, гироскопов, лазеров, сканеров и камер для взаимодействия с центральной системой.



Рисунок 2.5.1 – Лазерное ограждение



Рисунок 2.5.2 – Датчики и антенны контроля

Система AutoMine-Lite полностью автоматизирует операции погрузчика по откатке(передвижению) и разгрузке. В то же время, загрузка ковша осуществляется оператором с помощью дистанционного телеуправления, поскольку человек лучше, чем машина справляется с поворотами на штабеле горной породы и с определением максимальной загрузки ковша.



Рисунок 2.5.3 – Рабочее место оператора

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

ДП-150402.65-121200987 ПЗ

Лист

52

Основная технология AutoMine-Lite заключена в ее запатентованной и уникальной навигационной системе, где погрузчик «изучает» маршрут после одnorазового проезда между пунктами погрузки и разгрузки на руднике.



Рисунок 2.5.4 – Бортовая камера

Система передачи данных основана на беспроводной сети между погрузчиком и базовыми станциями в туннеле, где передача сигнала от базовых станций до погрузчика осуществляется в реальном времени, не теряя миллисекунды.

2.5.5 Операции технологического процесса после внедрения данной системы

По приходу на смену машинист получает сменное задание, наряд и может сразу приступить к работе.

Таблица 2.5.3 Анализ механизированных способов.

№ операции	Технический процесс	Ед. изм.	Значение
1	$t_{то}$ – время проведения ежедневного ТО (проводит машинист совместно с инженерно-техническим рабочим, имеющим право выпускать СДО на линию)	мин	0
2	$t_{наряд}$ – время на получение сменного задания (наряд)	мин	15
	$T_{перев}$ – время на переодевание	мин	0
3	$t_{пути}$ – время следования до места работы, чем глубже находится разработка тем больше время. Спуск клетки вниз (от 2 мин до 10 мин) и времени следования в пункт отстоя СДО (гараж) и обратно в конце смены	мин	0
4	$T_{то}$ – время на проведение ежедневного ТО по окончании смены	мин	0

$$T_{\text{раб.погр.}} = t_{\text{смен}} - t_{\text{то}} - t_{\text{пути}} - t_{\text{след}} - t_{\text{обр}} = 420 - 15 = 405 \text{ мин} \quad (2.5.4)$$

Так как данная система позволяет управлять погрузчиком со скоростью 20 км/ч с абсолютной точностью, то время, затрачиваемое на движение машины с грузом и порожняком теперь составит.

Отсюда следует, что эксплуатационная сменная производительность ПД-3, т/смену

$$Q_{\text{эсп}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_z}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разг}}} = \frac{3600 \cdot 1,0 \cdot 6,8 \cdot 3 \cdot 1}{12 + 60 + 20} = 798 \quad (2.5.5)$$

где $E = 1,6 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ - продолжительность работы машины в течение смены;

$t_{\text{разг}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с

$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \approx 12$

$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,12 \cdot (1/15 + 1/20) \cdot 1,3 \approx 60$

где $L \approx 0,12 \text{ км}$ – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 15 \text{ км/ч}$ – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} \approx 20 \text{ км/ч}$ – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины

Вывод: Предложена механизированная система по управлению транспортным погрузчиком, которая увеличит время работы оборудования почти на 80 мин. Следовательно, увеличится коэффициент использования погрузочно-доставочной машины, так как уменьшится время простоев. Так же система управляет погрузчиком на скорости 20км/ч с 100% точностью, следовательно, время, затрачиваемое на движение машины по откатки, уменьшится на 110 сек, что с увеличением времени работы погрузчика повысит производительность более чем в 2 раза. Кроме того, за счет увеличения коэффициента использования, уменьшится общий парк погрузчиков. Появилась возможность убирать породу между сменами, в период сейсмической активности после взрыва. Одним из больших преимуществ данной системы является безопасность при эксплуатации, так как операторы находятся вдали от источников опасности, пыли и дымов.

3 Безопасность жизнедеятельности

ОАО ГМК «Норильский никель» существенно снизил показатели по производственному травматизму по итогам 2012 г. Общее количество несчастных случаев в сравнении с 2011 годом сократилось на 23,9%. За последние пять лет этот показатель удалось снизить на 31,7%. При этом за 15 лет достигнуто снижение коэффициента частоты несчастных случаев (количество случаев на 1000 работников) почти в 3 раза.

ГМК «Норильский никель» уделяет значительное внимание вопросам обеспечения промышленной безопасности и охраны труда на своих производственных объектах. В своей деятельности Компания руководствуется принципом приоритетности жизни и здоровья работников и реализует большое количество мероприятий по улучшению условий труда и снижению воздействия вредных факторов производства на здоровье сотрудников.

За год на предприятиях Компании проводится более 20 000 проверок и более 1000 мероприятий, направленных на снижение показателей по травматизму.

Так, в 2012 г. только на территории Заполярного филиала Компании (ЗФ) было реализовано 106 мероприятий на сумму почти 2 млрд. руб. Данные мероприятия вошли в «Комплексный план улучшения условий, охраны труда и санитарно-оздоровительных мероприятий на 2012 год». В подразделениях ЗФ подписаны Соглашения по охране труда, включающие в себя 73 мероприятия на общую сумму 55 млн.руб. Более 500 млн руб. было направлено на обеспечение работников специальной одеждой, обувью, средствами индивидуальной защиты с целью снижения воздействия вредных производственных факторов. Более 100 млн руб. - на проведение обязательных медицинских осмотров, психиатрического освидетельствования работников, занятых на вредных работах. Около 550 млн руб. было выделено на обеспечение работников лечебно-профилактическим питанием, молоком, соком в целях профилактики профзаболеваний.

«Кольская ГМК» на организацию медосмотров потратила более 35 млн руб., на закупку лечебно-профилактического питания и молока – более 116 млн руб., на средства индивидуальной защиты – более 120 млн руб. Кроме того, для снижения уровня заболеваемости сотрудников проводилась их витаминизация. В рамках мероприятия было закуплено витаминов на сумму более 620 тыс. руб. Также существенное внимание к вопросу травматизма на производстве удалось привлечь за счет организованного конкурса плакатов «За безопасный труд».

Год от года ГМК «Норильский никель» совершенствует работу по предупреждению производственного травматизма, прибегая к нестандартным и довольно эффективным инструментам. Так, Компания организует лекции,

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		55

семинары на тему техники безопасности, конкурсы детских рисунков, интеллектуальные турниры, посвященные данной проблематике. Эти инструменты направлены на повышение сознательности работников Компании: согласно статистике, примерно в 90% несчастных случаев основной причиной является нарушение трудовой и производственной дисциплины, пренебрежение требованиями личной безопасности.

3.1 Законодательство по охране труда

Правовая база по охране труда (ФЗ, подзаконные акты, нормативно-техническая документация - обновленные стандарты, СНиПы, СТП, инструкции и др.)

Таблица 3.1 Перечень нормативных актов, технологических инструкций, правил, инструктажей, методических указаний и т.п., обязательных для изучения

№ п/п	Наименование документов
1.	ФЗ от 21.07.1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»
2.	Ф. 3.-27 «О недрах» от 03.03.95г.
3.	Постановление правительства РФ от 17.07.98. №779 «О федеральном органе исполнительной власти, специально уполномоченным в области ПБ».
4.	Трудовой кодекс РФ утверждён президентом РФ от 30.12.01 (введён с 01.02.2002г.).
5.	СТО 03.18.2014 «Работа на высоте в ООО ЗСК»
6.	СТО 02.18.2014 «Изоляция источников энергии в ООО ЗСК»
7.	СТО 06.18.2014 «Обеспечение работников СИЗ в ООО ЗСК»
8.	СТО 07.18.2014 «Требования безопасности при посадке и высадке людей при их перевозке на автотранспорте»
9.	СТО КИСМ 121-211-2014
10.	СТО 08.18.2015 «Порядок организации и выполнения работ повышенной опасности в ООО ЗСК»

3.2 Газовый режим

Разрушение массива горных пород с целью добычи полезного ископаемого сопровождается выделением в горные выработки газов и образованием пыли.

Наибольшую опасность представляют горючие газы, метан и его гомологи, а также водород, которые в смеси с воздухом при определенных условиях могут взрываться. Взрывчатыми свойствами обладают и другие газы (окись углерода, сероводород и пр.), однако выделения их в горные выработки, как правило, не достигают взрывоопасной концентрации и опасность этих газов заключается в их ядовитых свойствах. Выделение метана происходит не только на угольных шахтах, но и при разработке железорудных, апатитовых, калийных, алмазных, золотоносных и других месторождений.

Воздух в действующих подземных выработках не должен содержать ядовитых газов (паров) больше предельно допустимой концентрации (ПДК), указанной в таблице 3.1

Таблица 3.1

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	ПДК газа в действующих выработках шахт	
		% по объему	мг/м ³
Оксид углерода	CO	0.0017	20
Оксиды азота в пересчете на NO ₂	NO ₂	0.00026	5
Сернистый газ (диоксид серы, сернистый ангидрит)	SO ₂	0.00038	10
Сероводород	H ₂ S	0.00071	10
Акролеин	C ₃ H ₄ O	0.000009	0.2
Формальдегид	CH ₂ O	0.00004	0.5
Ртуть металлическая	Hg	-	0.01

1 м³ водорода принимается эквивалентным 2 м³ метана.

Содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20% (по объему).

Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5%; в выработках с общей исходящей струей шахты – 0,75% и при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1% .

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах, по углекислому газу, ядовитым и горючим газам, пыли и т.д. Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не

менее $6\text{ м}^3/\text{мин}$ на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих людей в смене.

Максимальная скорость не должна превышать следующих норм:

- а) в очистных и подготовительных выработках – 4 м/с ;
- б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных уклонах – 8 м/с ;
- в) в остальных выработках – 6 м/с ;
- г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10 м/с ;
- д) в стволах, по которым производится спуск и подъём людей и грузов – 8 м/с ;
- е) в стволах, служащих только для подъёма и спусков грузов, - 12 м/с ;
- ж) в стволах, оборудованных подъёмными установками, предназначенными для подъёма людей в аварийных случаях и осмотра стволов, а также в вентиляционных каналах – 15 м/с ;
- з) в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

По разрешению Госгортехнадзора России допускается увеличение скорости движения воздуха в стволах при обеспечении мер по безопасному их обслуживанию и передвижению людей.

Температура воздуха в подготовительных, очистных и др. действующих выработках не должна превышать 26°С . При температуре свыше 26°С должны приниматься специальные меры по её снижению.

На основе этих данных разрабатывается комплекс мероприятий, совокупность которых называется “газовый режим”.

“Газовый режим” в зависимости от конкретных условий может быть распространён на отдельные рабочие зоны (участки, блоки, панели, пласты, горизонты) или на шахту в целом.

“Газовый режим” устанавливается:

- при наличии соответствующих геологических данных – проектом разработки месторождения, перед началом строительства;
- при обнаружении горючих и ядовитых газов в процессе ведения горных работ- немедленно;
- при издании совместного документа территориальным органом госгортехнадзора и организацией, ведущей строительство и эксплуатацию подземного объекта. Для действующих шахт такой документ должен пересматриваться (корректироваться) ежегодно до рассмотрения плановых горных работ.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		58

3.3 Самовозгорание руд

Механизм самовозгорания: решающим условием самовозгорания является способность к окислению.

Сульфидные руды сорбируют кислород в присутствии воды. При увлажнении скопления сульфидной руды в раздробленном состоянии удельная скорость поглощения кислорода многократно возрастает.

Практика и прямые измерения скорости сорбции кислорода показали, что наиболее склонны к возгоранию руды, существенную часть которых образуют пирит и марказит. Весьма инертны при окислении галенит и сфалерит. Все сульфидные руды по содержанию серы в пересчете на массовые доли можно разделить на три группы: неопасные с содержанием серы менее 12 %; малоопасные с содержанием серы 12-30 %, опасные с содержанием серы более 30 %.

Однако не менее важна природная и технологическая нарушенность, раздробленность руды. Нарастание скорости сорбции кислорода отстает от нарастания поверхности зерен, что говорит об участии в сорбции поверхности пор и трещин. Весьма важен фактор времени.

Условия самовозгорания создаются при ведении горных работ благодаря появлению притока воздуха к скоплениям разрыхленных пород, склонных к возгоранию.

Степень пожароопасности определяется геологическими особенностями месторождения, способами и скоростью ведения горных работ. Относительную пожароопасность залежи или пласта можно оценить по числу пожаров, приходящихся на 1 млн. т добычи при одинаковых системах разработки.

Важнейшими геологическими факторами пожароопасности являются:

- мощность пласта или рудного тела;
- угол залегания;
- сближенность пластов или рудных залежей;
- тектоническая нарушенность;
- характер вмещающих пород;
- глубина залегания;
- петрографический, химический состав пласта или рудного тела.

3.4 Борьба с запылённостью.

В процессе добычи полезного ископаемого образуется много пыли. Пылеобразование зависит от технологических факторов и природных свойств разрабатываемых пластов, залежей и рудных тел.

Борьба с пылью на горно-добывающих предприятиях имеет большое социальное значение. Поэтому разработка и внедрение новых высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

1.) предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);

2.) осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);

3.) разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);

4.) пылеотсос и осаждение пыли;

5.) предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива.

Для защиты органов дыхания от проникновения пыли применяют противопылевые респираторы. К конструкции респиратора и его техническим данным разработаны определенные требования: он должен обеспечивать очистку воздуха от пыли до допустимых санитарных норм; разность давлений при вдохе не должна превышать 40 Па, а при выдохе 30 Па для бесклапанных и 50 Па для клапанных респираторов;

ограничение поля зрения не должно превышать 25 %; масса респиратора не должна превышать 300 г, а если маска одновременно служит фильтрующим элементом - не более 75 г;

респиратор не должен стеснять движений при работе, раздражать кожу лица; должен удобно крепиться на голове.

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1.) клапанные, со сменными фильтрами многоразового использования;

2.) бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для однократного пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш, ко второй - клапанный У-2К и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		60

200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (цифры обозначают область применения при концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк).

Комплексное обеспыливание

Для борьбы с запыленностью и загазованностью рудничного воздуха предусматривается комплекс организационно - технических мер в соответствии с действующим на руднике проектом "Комплексное обеспыливание", который будет дополняться или пересматриваться по мере развития горных работ.

Общие положения:

1.) действующие откаточные и вентиляционные горизонты имеют пылевентиляционную службу и планы мероприятий по борьбе с пылью.

2.) на вновь строящиеся горизонты распространяется применение аналогичных мероприятий по борьбе с пылью.

3.) во всех горных выработках и забоях на рабочих местах содержание пыли в воздухе не должно превышать уровня ПДК - 4 г/м³

4.) запрещается подавать в шахту и на рабочие места воздух, в котором содержание пыли более 30 % от установленной санитарной нормы.

5.) пыль со стен и кровли откаточных выработок должна периодически смываться передвижными установками.

6.) по всем откаточным, вентиляционным и основным подготовительным выработкам прокладывается противопожарный трубопровод, используемый также для подачи воды для борьбы с пылью.

7.) в местах пылеобразования производится отбор проб воздуха для анализа на запыленность в соответствии с требованиями ЕПБ.

8.) в выработках околоствольного двора откаточного горизонта, капитальных выработках со свежей струей воздуха, а также в выработках околоствольного двора вентиляционного горизонта и капитальных выработках с исходящей струей воздуха производится периодическая побелка.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		61

3.5 Меры безопасности при ведении взрывных работ

Горная промышленность – основная сфера использования энергии взрыва. Тысячи тонн взрывчатых веществ каждые сутки расходуются для добычи полезных ископаемых. Поэтому взрывные работы, хранение и доставка ВМ должны проводиться при строгом соблюдении условий безопасности.

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы. Даже обладая хорошей подготовкой и имея большой опыт ведения этих работ, взрывники должны строго следовать предписаниям правил, всегда относиться к взрывным работам с большой ответственностью и осторожностью и тщательно исполнять свои обязанности.

Причинами несчастных случаев общего характера являются:

- необеспечение вывода людей из опасной зоны;
- преждевременный вход людей в опасную зону;
- загромождение выработок неубранной отбитой горной массой, вагонетками, и различными предметами;
- небрежная подготовка средств взрывания и некачественное зарядание шпуров.

В целях предотвращения несчастных случаев:

- до начала ведения взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, зависящие от величины взрывных зарядов ВВ, объёма взрывающей горной породы, размеров выработки и способов ведения взрывных работ;
- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищённые от обрушения и разлёта обломков;
- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;
- выработки с исходящей вентиляционной струёй, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрываются с запретом входа в них;
- на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от всевозможных загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;
- для каждого места взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;
- подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производится собственноручно взрывником;
- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один приём;

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		62

- обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу невзорвавшихся патронов;
- патроны-боевики изготавливаются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;
- боевики массой 300 г изготавливаются в специально отведённом месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;
- обеспечивается специальная подача звуковых и световых сигналов;
- осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Мастер-взрывник может производить осмотр самостоятельно;
- отказавшие должны быть обнаружены, зарегистрированы и немедленно ликвидированы мастером-взрывником. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по техническим причинам, они рассматриваются как отказы;
- допуск рабочих к месту взрыва производится только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

3.6 Борьба с производственным шумом и вибрацией.

Меры борьбы с шумом предусмотрены Санитарными нормами и правилами по ограничению шума на территориях и помещениях производственных предприятий.

Эти меры в основном состоят в следующем:

1. Замена шумных технологических процессов и механизмов бесшумными или менее шумными в тех случаях когда это не противопоказано другими факторами. В некоторых случаях отдельные шумные объекты можно вывести из подземных выработок на поверхность (например компрессоры).

2. В процессе конструирования машин необходимо учитывать предельно допустимые уровни звукового давления при определённых значениях среднегеометрических частот октавных полос в соответствии с Санитарными нормами.

3. Для ослабления механических шумов в источнике их возникновения можно рекомендовать: замену металлических деталей деталями из пластмассы, уменьшение зазоров в сочленениях деталей, применение звукопоглощающих прокладок; более тщательное статическое и динамическое уравнивание вращающихся деталей и узлов механизмов;

4. Агрегаты, создающие шум вследствие вихреобразования или выхлопа воздуха и газов (вентиляторы, СБУ), помимо конструктивных

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		63

усовершенствований, снабжают встроенными или присоединёнными шумоглушителями.

5. Одним из общих средств борьбы с шумом является своевременный ремонт оборудования.

6. Если снизить шум на рабочих местах до допустимой величины невозможно, необходимо предусматривать пользование средствами индивидуальной защиты (тампонами для ушей, скрученными конусообразно, наушниками и т.д).

7. В машинных камерах шум может быть локализован путём покрытия стен камер звукопоглощающим материалом.

Колебание упругих тел с частотой ниже 20 гц воспринимается организмом как вибрации, а колебания с частотой свыше 20 гц – одновременно как вибрация и звук.

Вибрационная защита – комплекс мероприятий, направленных на предотвращение неблагоприятного воздействия на работающих вибрации различного оборудования.

Вибрационная защита подразумевает:

Функционирование системы организационно-технических и медицинских мероприятий, обеспечивающей обязательное выполнение стандартов, санитарных норм и правил, регламентирующих допустимые уровни вибрации, действующих на человека; соответствующий контроль;

Ограничение уровня вибрации горных машин и оборудования в источнике её образования и на пути передачи вибрации к рабочему месту осуществляется выбором рациональной кинематической схемы машин и оптимального соотношения масс механизмов, применением пружинных гидравлических, пневматических и резиновых амортизаторов, прокладок, вибропоглощающих покрытий и т.д.

Для индивидуальной вибрационной защиты работающих применяют виброзащитные рукавицы, обувь, виброзащитные рукоятки, виброизолируют рабочие места (рабочие площадки). Для ограничения общей вибрации на рабочих местах машинистов СБУ и ПДМ и других машин требуется виброизоляция сидения, подножек: шарнирное крепление, резино-пружинные амортизаторы, мягкая обивка.

3.7 Выходы из шахты

Выходы из шахты подразделяются на главные и запасные.

Главными выходами являются выработки, по которым производится доставка людей как в шахту, так и из нее при нормальном (безаварийном) режиме работы предприятия.

Запасные выходы - это выработки, по которым можно покинуть место работы, если главные выходы по каким-либо причинам оказались недоступными.

Все трудящиеся, работающие в подземных выработках, при поступлении на работу знакомятся с главными запасными выходами путем непосредственного прохода от места работы до поверхности или до стволов шахт (при глубине более 200 м). Повторное ознакомление проводится через 6 мес., а если произошли изменения путей следования, то трудящиеся должны быть ознакомлены с этими изменениями в течение суток (путем прохода). Лица технического надзора, ознакомившие трудящихся с выходами, производят запись в «Книге инструктажа рабочих по безопасности работ». Запись удостоверяется подписями лиц, проводивших инструктаж и инструктируемых.

3.8 Правила технической эксплуатации бурильных машин

Во время эксплуатации бурильных машин обязательно выполнение ежесменного обслуживания, регулярного технического обслуживания, текущих и капитальных ремонтов.

Ежесменное обслуживание включает смену воды в жидкостном нейтрализаторе, проверку уровня и долив масла; смазку отдельных узлов. В ежедневное обслуживание, выполняемое в межсменное время, входит заправка машины топливом, водой, маслом; очистка воздушных фильтров, проверка состояния шин.

Основные требования по эксплуатации и меры безопасности при использовании пневматических перфораторов. Основное требование по эксплуатации ударно-поворотных бурильных машин соответствие типа бурильной машины крепости горных пород. В процессе эксплуатации во избежание отказов в работе и для увеличения сроков службы машин их в соответствии с указаниями заводской инструкции необходимо своевременно промывать и смазывать. Разбирать перфоратор необходимо в шахтной мастерской не реже одного раза в месяц.

Перед присоединением перфоратора к сети со сжатым воздухом воздухоподводящий рукав необходимо продуть сжатым воздухом для освобождения его от механических частиц и влаги. Во время бурения ось перфоратора должна совпадать с осью шпура. Несоблюдение этого правила может привести к поломке хвостовика бура и преждевременному износу поворотной муфты.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		65

При забурировании шпура нельзя поддерживать вращающийся бур непосредственно руками, застрявшие буры необходимо извлекать из шпура специальными ключами.

Отсоединять от перфоратора воздухоподводящий рукав можно только после перекрытия воздухопровода.

Все соединения воздухоподводящего рукава должны быть надежными, исключать срыв и возможное вследствие этого травмирование обслуживающего персонала. Работать на перфораторе разрешается при использовании средств защиты от шума, вибрации и пыли.

3.9 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования

Для технического обслуживания и технического ремонта малоподвижного самоходного оборудования (подземные экскаваторы, погрузочные машины и т.д.) и их работы непосредственно на местах, используется набор передвижных ремонтных средств, состоящих из смонтированном на пневмоколёсном ходу мастерской со слесарным и станочным оборудованием, крана грузоподъёмностью 5т, маслозаправщика, платформы со сварочным оборудованием и монтажными приспособлениями.

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнения в подземных условиях всех видов работ по техническому обслуживанию самоходного оборудования, различных слесарных, сварочных, монтажно-сборочных и электроремонтных работ в соответствии с техническими требованиями по эксплуатации машин.

Заправка машин горючим производится из топливораздаточной колонки в специальном пункте, который совмещается со складом ГСМ. Горючее на склад подаётся с поверхности по топливо пропускной скважине, у которой также предусмотрен склад.

Периодический осмотр водитель машины выполняет совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, реагенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т.д. Длительность периодического осмотра машины около двух часов. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине

3.10 План ликвидации аварии

Правила составления плана ликвидации аварии на предприятии.

План ликвидации аварий – это документ, определяющий меры и действия, необходимые для спасения людей и ликвидации аварий в шахтах и рудниках в начальной стадии их возникновения.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		66

3.11 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям

Позиция № 1– Поверхностное здание и сооружение КС, СС, ВСС. Вид аварии – пожар!

№	Мероприятия по спасению людей и	Ответственные лица и	Пути вывода людей из аварийного
	Главный вентилятор ВС-1 реверсировать, увеличить обороты; главный вентилятор ВС-2 реверсировать, увеличить обороты; закрыт УСМ ГВУ ВС-1,2 на 45	ОРР по ЛА, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в башенном копре КС выходят с отметок наружу пожарную лестницу и спускаются вниз.
	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди, находящиеся в горящем здании, сооружении выходят наружу.
	Сообщить оператору УТЗК об аварии.	ОРР по ЛА, горный диспетчер	Люди, находящиеся в КС в самоспасателях следуют на нижнюю приемную площадку.
	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света - Отключения эл. энергии подземной части рудника.	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный дежурный электрослесарь, оператор УТЗК	Люди, находящиеся в ВСС в самоспасателях выезжают на поверхность.
	Оповестить об аварии всех людей находящиеся на ВС-1, ВС-2, ВС-3 по телефону и прямой связью и вывести их на поверхность	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электро-слесарь	Люди, находящиеся в камерах гор. -1228м, в самоспасателях выходят по откаточным выработкам на откаточный квершлаг и по транспортному уклону идут на
	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди находящиеся в стволах ВС-1,2, в самоспасателях выезжают на поверхность.
	Вызвать дежурного фельдшера медпункта, при необходимости скорую помощь	ОРР по ЛА, рукоятчик- сигналист	Люди, находящиеся в выработках гор. –900м самоспасателях выходят из камер идут на вентиляционный
	Сообщить диспетчеру о необходимости бесперебойной работы компрессорной станции	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор,	Максимальное время выхода на свежую струю 25 мин
	Обеспечить незамедлительную доставку материалов и оборудование для ликвидации аварии.	ОРР по ЛА	
0	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
1	Отключить энергию с аварийных и угрожаемых объектов.	ОРР по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-сигналист	

Позиция № 2 - Поверхностные здания ВС 1: подъемных машин, лебедок, вентиляторной, АБК. Вид аварии – пожар!

№	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица	Пути вывода людей
	Главный вентилятор ВС-1 остановить, главный вентилятор ВС-2 остановить, закрыт противопожарные задвижки в вентиляционных каналах ВС-1 и ВС-2	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист	Находящиеся в зданиях, включившись в самоспасатели и минуя очаг пожара, выходят наружу (кроме машиниста подъема, который выходит после доставки людей из ствола на поверхность)
	Оповестить всех трудящихся, находящихся в стволе, БРУ об аварии и выходе на поверхность световыми сигналами с помощью прямой связи и по телефонам об аварии и вывод людей за пределы здания.	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника	Находящиеся в стволе, включившись в самоспасатели, в бабье выезжают на поверхность (Т = 8 мин)
	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРП по ЛА, диспетчер рудника	Находящиеся на БРУ, включившись в самоспасатели, выходят на поверхность
	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света - Отключения эл. энергии с подземной части рудника. - Телефонной связи	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный электротрослесь, оператор УТЗК	Люди находящиеся в подземных выработках кратчайшим путем следуют к КС выезжают на поверхность
	Отключить электроэнергию от горящего объекта ВС-1, при невозможности отключения (пожар в здании подстанции) сообщить диспетчеру о необходимости отключения фидеров по телефону	ОРП по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электротрослесь, диспетчер рудника	Находящиеся в копре ВС-1 надшахтных зданиях выходят наружу (Т = 1 мин.) Кроме стволового который включившийся в
	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРП по ЛА, диспетчер рудника	
	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРП по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
	Включить насос пожаробавтоматической ВС-1,2	ОРП по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-сигналист,	
	Оповестить должностных лиц и учреждения по списку формы - №3	ОРП по ЛА, горный диспетчер	

Позиция № 3 - Выработки гор.-990 м: порожняковый квершлаг, грузовой квершлаг, выработки околоствольных дворов КС, СС, водосборники, соединительные и клетевые ветви, скиповые ветви, насосная, уклоны просора КС, СС, все тупиковые выработки, примыкающие к вышеперечисленным, все вертикальные выработки, выходящие на вышеперечисленные. Вид аварии – пожар!

№	Мероприятия по спасению людей и	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
	<p>Главный вентилятор ВС-1,2 реверсировать</p> <p>- вентилятор ВОД -40 ПЗС реверсировать</p> <p>- вентилятор ВОД -40 КС реверсировать</p>	<p>Диспетчер рудника</p> <p>Моторист главных вентиляторов</p> <p>Оперативный дежурный</p> <p>Машинист подъёма КС</p> <p>Отв. Руководитель работ по ликвидации аварии</p> <p>Диспетчер рудника</p>	<p>Люди, находящиеся нагор.-1360 м:</p> <p>- до очага пожара – по грузовому или порожняковому штреку следуют к ВС-1,2 и выезжают на поверхность;</p> <p>- за очагом пожара- в самоспасателях, минуя очаг пожара, по не горящему штреку выходят на ОШ, и далее следуют к ВС-1,2 и выезжают на поверхность.</p>
	<p>Вызвать ВГСЧ по прямой связи или телефону</p>	<p>Оперативный дежурный</p>	<p>Люди, находящиеся в тупиковых выработках, при невозможности выхода из-за пламени, сильной задымлённости или высокой температуры в подводящих к тупику выработках, из тупика не выходят, а включаются в самоспасатели, открывают став сжатого воздуха</p>
	<p>3. Оповестить людей, находящихся нагор.-950 м об аварии и выводе их на поверхность по ВС-1 с помощью:</p> <p>- системы «Земля-3м»;</p> <p>- мигания света</p>	<p>Дежурный эл. слесарь ЦЭП</p> <p>Оперативный дежурный</p>	<p>Люди, находящиеся в выработках гор.-950 м, других выработках горизонта, в самоспасателях кратчайшим путём следуют к ВС-1 и выезжают на поверхность.</p>
	<p>Оповестить об аварии всех трудящихся: - находящихся в КС, башенном копре, лифте копра, вентиляторной, калориферной, поверхностных сооружениях КС об аварии, выводе на поверхность и за пределы зданий с помощью</p>	<p>Диспетчер рудника</p> <p>Отв. руководитель работ по ликвидации аварии</p>	<p>Люди, находящиеся на подсечке гор.-950м, в самоспасателях по ТУ следуют на вент.-закладочный горизонт, далее к ВС-1и выезжают на поверхность</p>
	<p>Включить насос пожарных на вспомогательной площадке рудника</p>	<p>Диспетчер рудника</p> <p>Отв. руководитель работ по ликвидации аварии</p>	<p>Люди, находящиеся нагор.-1162 м, - 950м, -990м, в</p>

4 Экономическая часть

Состояние и развитие горнодобывающей промышленности тесно связано с состоянием и развитием всей экономики страны. Функционирование и развитие горнодобывающей промышленности оказывают стимулирующее влияние на развитие целых районов, т.к. большинство горных предприятий являются градообразующими.

Строительство новых, экономически прогрессивных предприятий угольной, железорудной, горно-химической и других отраслей горной промышленности создают условия для эффективного развития регионов и всей страны.

Значительна роль горнодобывающей промышленности и во внешнеэкономических связях нашей страны. Россия является крупным экспортером продукции горнодобывающих отраслей. Но следует отметить, что горнодобывающее производство весьма капиталоемкое, процесс строительства календарно длителен и требует значительных инвестиционных затрат. Предприятия строятся лишь там, где есть запасы полезного ископаемого, в большинстве случаев эти месторождения расположены в малообжитых, географически удаленных районах, где строительство новых предприятий сопряжено с большими затратами по освоению района. Добыча полезного ископаемого может осуществляться как подземным, так и открытым способами. Причем добыча подземным способом существенно более дорога, чем открытым способом. Техничко-экономические показатели работы каждого предприятия являются следствием различий в горно-геологических условиях его эксплуатации. Величина наличия запасов полезного ископаемого, его качество, глубина залегания, мощность пластов или залежи и другие геологические и эксплуатационные условия месторождения оказывают существенное влияние на эффективность работы конкретного горнодобывающего производства. Так же горные предприятия несут значительные затраты по охране труда и технике безопасности. Все затраты которые несет горное предприятие удорожают себестоимость добычи полезного ископаемого.

В данном дипломном проекте рассмотрено горнодобывающее предприятие рудник «Октябрьский», ведущий добычу руды на территории Красноярска в городе Норильск. В ходе работы, исходя из промышленных запасов и годовой производительности рудника, определено состав и количество основных производственных фондов необходимых для нормальной работы предприятия, численность производственных и вспомогательных рабочих, занятых на основных и вспомогательных процессах добычи, а так же

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		70

численность инженерно-технических работников. Для каждой группы промышленно-производственного персонала будет определена основная и дополнительная заработная плата, а также годовой фонд заработной платы.

Для горно-подготовительных работ и для добычи определим себестоимость производства работ по основным технологическим процессам. В заключительной главе «Экономическая оценка эффективности проекта» определим основные показатели эффективности проекта: индекс доходности, чистый доход, чистый дисконтированный доход, срок окупаемости заемных и капитальных вложений.

Для предстоящих расчетов в первой главе охарактеризуем горнодобывающее предприятие рудник «Октябрьский».

Краткая характеристика предприятия ОАО ГМК «Норильский никель»

ГМК "Норильский никель" - крупнейшая российская горно-металлургическая компания, которая производит четыре основных металла - никель, медь, палладий и платину, а также множество побочных металлов, таких как кобальт, родий, серебро, золото, теллур, селен, иридий, рутений. Предприятия Группы занимаются поиском, разведкой, добычей, обогащением и металлургической переработкой полезных ископаемых, производством, маркетингом и реализацией драгоценных и цветных металлов.

Один из мировых лидеров по производству цветных и драгоценных металлов:

- Крупнейший в мире производитель никеля - 21,4% и палладия - 44,8%
- Четвертый в мире производитель платины - 10,7%
- Один из крупнейших производителей меди - 2,7%

4.1 Капитальные затраты на строительство предприятия

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трем группам: проведение главных вскрывающих, подготовительных и добычных работ.

Расчет затрат на горно-капитальные работы приведена в табл.4.1

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		71

Таблица 4.1 - Расчет затрат на горно-капитальные работы

Наименование выработки	Объем работ, м ³	Стоимость единицы работ, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Амортиза- ционные отчисления, тыс. руб.
ГКР					
СС,КС,ВС-1	107818	3	323454	5	16173
Закладочный горизонт	269500	0,95	256025	5	12801
Горизонт-650	199500	0,95	189525	5	9476,25
Горизонт-700	148840	0,95	170570,64	5	8528,5
Рудоспуск	4160	2	8320	5	416
ОД вспомогательный	2720	1	2720	5	136
ОД основной	35360	1	35360	5	1768
Итого ГКР	1075898		983526		48298,75
ГПР					
Слоевой орт	336	0,95	319,2	5	16
Вентиляционный восстающий	76,5	1,5	114,75	5	6
Рудоспуски	284	2	568	5	28,4
Фланговые уклоны	1725	0,95	1638,75	5	82
Итого ГПР	2421,5		2640,5		132,4
Нарезные работы					
Защитный слой	3360	0,95	3192	5	160
Разрезной штрек	1680	0,95	1596	5	80
Итого:	5040		4788		240
Очистные работы					
Отработка слоев	11850	0,95	11257,5	5	562,8
Итого:	11850		11257,5		562,8
ВСЕГО	1095209,5		1002211,5		49233,2

По данным таблицы 4.1 «Расчета затрат на горно-капитальные работы», общая стоимость проведения выработок – 1002211,5 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления проводимых выработок – 49233,2 тыс. руб.

Рассмотрим методику расчета данной таблицы на примере квершлага откаточного: общая стоимость квершлага откаточного получена путем умножения объема работ квершлага и его единичной стоимости. Амортизационные отчисления равняются произведению общей стоимости и нормы амортизации. Для остальных горных выработок расчеты аналогичны.

При организации строительства с применением индустриальных методов используют типовые проекты.

					ДП-150402.65-121200987 ПЗ	Лист 72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

В данных расчетах определяют размер амортизационных отчислений по этим фондам. Все производственные здания и сооружения на горных предприятиях делят на две группы.

1. Специализированные здания и сооружения, связанные с отработкой промышленных запасов поля или участка.

2. Все остальные здания и сооружения, которые после окончания срока службы рудника могут быть использованы для других целей.

Все расчеты по данным затратам выполнены в таблице 4.2.

$A_{г} = 2300$ тыс.т

$T_{с} = 26$ лет

$B = 59800$ тыс.т

Таблица 4.2 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Объе м работ, м ³	Стоимост ь единицы, тыс. руб.	Общая стоимость , тыс. руб.	Норма амортизаци и %	Годовые амортизацио нные отчисления, тыс. руб.
Надшахтные здания	9000	10	90000	4,5	4050
Копер	2500	15	37500	4,5	1687,5
АБК	4500	10	45000	4,5	2025
Механические мастерские	6000	15	90000	4,5	4050
Материальный склад	1500	10	15000	4,5	675
Водоснабжение	200	10	2000	5	100
Гаражи	1000	15	15000	5,4	810
Здание электропод-ии	150	20	3000	5,6	168
ВСЕГО	24850		297500		13565,5

По данным таблицы 4.2 «Смета капитальных затрат на здания и сооружения» общая стоимость зданий и сооружений –297500 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления –13565,5 тыс. руб.

Методика расчета данной таблицы на примере надшахтных зданий: общая стоимость получена путем умножения объема работ на стоимость единицы. Для остальных зданий и сооружений расчеты выполнены аналогичны. Капитальные затраты на электромеханическое оборудование и подвижной состав транспорта рассчитаны и данные сведены в таблицу 4.3

Таблица 4.3 – затраты на приобретение, доставку и монтаж на машины и оборудование.

Наименование	Кол-во	Балансовая стоимость единицы			Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	ГАО, тыс. руб.
		цена, тыс. руб.	Доставка и монтаж	Итого			
ГПР							
Бурение							
Буровая машина УБШ 322Д	6	20000	5000	25000	150000	10	15000
Итого бурение		20000		25000			15000
Доставка							
ПДМ ПД-3	11	17000	5500	22500	247500	18	44550
Итого доставка		17000		22500			44550
ВСЕГО на машины и оборудование		37000		47500	397500		59550

По данным таблицы 4.3 «Затраты на приобретение, доставку и монтаж на машины и оборудование» общая стоимость всех машин и оборудования - 397500 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления –59550 тыс. руб.

Приведем методику расчета данной таблицы на примере буровой машины: доставка и монтаж составляет 20-25% от цены. Итого балансовая стоимость - сумма цены и доставки и монтажа. Общая стоимость - произведение количества машин на балансовую стоимость единицы. Годовые амортизационные отчисления - произведение общей стоимости и нормы амортизации. Для остальных машин и оборудования расчеты аналогичны.

4.2 Организация труда и расчет заработной платы

Режим работы принят - непрерывный; количество смен в сутки - 2; продолжительность смен - 7 ч; продолжительность отпуска 63 календарных дней.

Заработную плату рабочих считаем повременно по тарифно-премиальной системе, а ИТР - по окладной.

На добыче работает комплексная бригада, выполняющая все основные и вспомогательные операции, а также ремонтные работы в забое. Режимный фонд рабочего времени предприятия (табл. 4.6):

$$T_{\text{РЕЖ}} = T_{\text{КАЛ}} - T_{\text{П}} - T_{\text{В}}, \quad (4.1)$$

где $T_{\text{КАЛ}}$ - календарное число дней в году, $T_{\text{КАЛ}} = 365$ дней;

$T_{\text{П}}$ - число праздничных дней в году, $T_{\text{П}} = 0$ дней;

$T_{\text{В}}$ - число выходных дней в году, $T_{\text{В}} = 60$ дней.

$$T_{\text{РЕЖ}} = 365 - 60 = 305 \text{ суток.}$$

Эффективный фонд рабочего времени у подземных рабочих:

$$T_{\text{ЭФ}} = T_{\text{РЕЖ}} - T_{\text{О}} - T_{\text{Б}}, \quad (4.3)$$

где $T_{\text{О}}$ - число дней отпуска, $T_{\text{О}} = 63$ дней;

$T_{\text{Б}}$ - невыходы по болезням, $T_{\text{Б}} = 2$ дня.

$$T_{\text{ЭФ}} = 305 - 63 - 2 = 240 \text{ суток.} \quad (4.4)$$

Коэффициент списочного состава для подземных рабочих:

$$K_{\text{СП}} = T_{\text{КАЛ}} / T_{\text{ЭФ}} = 365 / 240 = 1.27. \quad (4.5)$$

Таблица 4.6 - Баланс рабочего времени

Показатели	Режим работы
	Непрерывный
Календарный фонд времени, дней	365
Количество праздничных дней	0
Количество выходных дней	60
Номинальный фонд времени, дней	305
Невыходы по причинам, выходные дни	60
в т.ч.:	
Отпуск	63
болезнь	2
Эффективный фонд времени: дни	240
Коэффициент списочного состава	1,27

Производим расчет численности рабочих по процессам в табл. 4.7.

Таблица 4.7 - Расчет численности рабочих

Профессия рабочего	Кол-во оборудования, ед.	Норма численности, чел./ед.	Число смен, ед.	Ксс	Явочная численность, чел.	Списочная численность, чел.
Основные рабочие						
ГПР						
Бурение						
Машинист буровой машины	6	1	2	1,27	12	16
Итого по бурению					12	16
Доставка						
Машинист ПДМ	11	1	2	1,27	22	28
Итого по доставке					22	28
Вспомогательные рабочие						
Слесарь	12	1	2	1,27	24	30
Итого по вспомогательным рабочим					24	30
ВСЕГО по рабочим					58	74

По данным таблицы 4.7 «Расчет численности рабочих» явочная численность рабочих составляет 58 чел., списочная численность рабочих составляет 74 чел.

В дальнейшем в расчетах используем списочную численность. На основе расчетов таблицы 4.7 определяем фонд заработной платы рабочих. Производим расчет планового фонда заработной платы производственных рабочих в табл. 4.8.

По итогам таблицы 4.8 годовой фонд заработной платы составляет 35415480 тысруб.

Методику расчета данной таблицы приведем на примере машиниста буровой машины: годовой фонд рабочего времени берем по таблице 4.9, тарифный фонд получаем путем умножения списочной численности, дневной тарифной ставки и годового фонда рабочего времени. Размер премии принимаем от 10-40% (основным рабочим - 40%, вспомогательным рабочим - 20%).

Производим расчет заработной платы инженерно-технических работников в табл 4.9.

Таблица 4.9 - Расчет заработной платы ИТР

Наименование должности	Кол-во человек	Месячный оклад, руб	Премия, руб	Полный оклад, руб	Сумма годового заработка, руб
Директор	1	90000	36000	126000	1512000
Главный инженер	1	85000	34000	119000	1428000
Главный энергетик	1	80000	32000	112000	1344000
Главный механик	1	75000	30000	105000	1260000
Начальник участка	1	80000	32000	112000	1344000
Горный мастер	3	60000	24000	84000	3024000
Начальник БВР	1	65000	26000	91000	1092000
Мастер БВР	3	60000	24000	84000	3024000
Маркшейдер	2	50000	20000	70000	1680000
Геолог	2	50000	20000	70000	1680000
Итого	16				17388000

По итогам таблицы 4.9 видно, что сумма годовой заработной платы ИТР с учетом районного коэффициента равна 17388000 руб.

Сводим показатели по труду и заработной плате в табл. 4.10.

Таблица 4.10 - Сводные показатели по труду и заработной плате

Показатель	Значение
Численность ППП	90
Численность рабочих	74
ФЗП ППП, руб	52803480
ФЗП рабочих, руб	35415480
Среднемес.зарплата 1 работающего	48892
Средемес.зарплата 1 рабочего	39882
Производ.труда работающего, ед/чел в год	25555
Производ.труда рабочего, ед/чел в год	31081
Объем производства, ед	2300000

Средняя заработная плата рабочего:

$$ЗП_{\text{РАБОЧЕГО}} = 52803480 / (90 \cdot 12) = 48892 \text{ тыс руб./мес.} \quad (4.6)$$

Средняя заработная плата одного работающего:

$$ЗП_{\text{РАБОТАЮЩЕГО}} = 35415480 / (79 \cdot 12) = 39882 \text{ тыс руб./мес.} \quad (4.7)$$

Методика расчета данной таблицы: производительность труда работающего, т/чел·год, получаем путем деления объема производства на численность ППП; производительность труда рабочего, т/чел·год, получаем путем деления объема производства на списочную численность рабочих. Численность ППП составляет сумма списочной численности рабочих и ИТР.

4.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Одной из важнейших количественных характеристик, используемых для оценки эффективности инвестиционного проекта является себестоимость добычи. Сама себестоимость состоит из нескольких слагаемых: затраты на материалы, энергию, амортизацию оборудования и зарплату рабочим.

Далее приводим расчёт по статье “Затраты на вспомогательные материалы”, который включает в себя расходы на ГПР и собственно очистные работы (табл.4.11).

Таблица 4.11 - Затраты на вспомогательные материалы

Наименование	Единица измерения	Годовой объем произ-ва, тыс.т	Норма расхода, ед./т	Цена за единицу, руб./ед.	Сумма затрат,руб.
ГПР					
Бурение					
Буровые коронки d=40, мм	шт	2300	0,0045	200	2070
Буровые штанги d=25мм	шт	2300	0,04	300	27600
Итого по бурению					29670
Доставка					
Шины	копмл/м3	2300	0,00014	40000	12880
Дизельное топливо	кг/м3	2300	3,1	40	285200
Смазочные материалы	кг/м3	2300	0,12	200	55200
Итого по доставке					353280
Вспомогательные работы					
Шины СДО	копмл/м3	2300	0,0001	30000	6900
Дизельное топливо для СДО	кг/м3	2300	3,5	40	322000
Смазочные материалы для СДО	кг/м3	2300	0,1	200	46000
Итого вспомогательные					479900
Всего					862850

По таблице 4.11 «Затраты на вспомогательные материалы» видно, что сумма затрат составляет 862850 тыс. руб. в год. Расчет суммы затрат по материалам заключается в перемножении годового объема производства на норму расхода материала и его цены за единицу.

Затраты на энергию определяем для каждого потребителя (табл. 4.12)

Таблица 4.13 - Расчеты на содержание и эксплуатацию оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
Эксплуатация оборудования,	397500
Основная заработная плата	52803,480
Дополнительная заработная плата	11557,080
Отчисления на социальные нужды (20% от суммы заработных плат)	10560,696
Текущий ремонт оборудования (8% от балансовой стоимости)	31760
Прочие затраты	1000
Итого	505181,2

В результате расчетов расходы на содержание и эксплуатацию оборудования составили 505181,2 тыс. руб.

Для расчета цеховых расходов составляют смету в виде табл. 4.14.

Таблица 4.14- Цеховые расходы

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
Содержание аппарата управления и ИТР	25620
Отчисления на социальные нужды	5388
Содержание зданий, сооружений, инвентаря и текущий ремонт	297500
Исследования, опыта, рационализации и изобретательство	0
Охрана труда	5000
Амортизация	13565,5
Прочие	15000
Итого	31408090,5

В данной таблице были определены цеховые расходы, т.е. содержание аппарата управления и ИТР 31408090,5 тыс. руб, содержание зданий, сооружений, инвентаря и текущий ремонт 3% от их стоимости 8925 тыс руб, исследования, опыты, рационализации и изобретательство на шахте не производятся.

Таблица 4.15 – Калькуляция себестоимости добычи руды

Статьи затрат			
	на весь объем, тыс руб	на 1 т	на 1 м ³
Вспомогательные материалы на технологические цели	862,850	0,4	0,8
Основная заработная плата	52803,480	22,9	49,07
Дополнительная заработная плата	11557,080	5,02	10,75
Отчисления на социальные нужды	10560,696	4,6	9,82
Амортизация	125348,7	54,5	126,1
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	397500	172,8	369,8
Цеховые расходы	297500	129,3	276,7
Горно капитальные затраты	983526	427,6	914,1
Полная себестоимость	1888300	821	1758

В данной таблице «Калькуляция себестоимости добычи руды» определил себестоимость 1 м³ руды составляет 1758 руб/ м³, одной тонны руды себестоимость составляет 821 руб/т.

4.4 Расчет эффективности инвестиционного проекта

Капиталообразующие затраты определяют как сумму средств, необходимых для строительства (расширения, реконструкции, модернизации) и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, расходов на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимых для нормального функционирования предприятий:

собственные финансовые средства;

привлеченные ассигнования из федерального, региональных и местных бюджетов, фондов поддержки предпринимательства, предоставляемые на безвозмездной основе;

иностранные инвестиции, предоставляемые в форме финансового или иного участия в уставном капитале совместных предприятий, а также в форме прямых вложений (в денежной форме) международных организаций и финансовых институтов, государств, предприятий и организаций различных форм собственности и частных лиц;

различные формы заемных средств, в том числе кредиты, предоставляемые государством на возвратной основе, кредиты иностранных инвесторов, облигационные займы, кредиты банков и других институциональных инвесторов: инвестиционных фондов и компаний, страховых обществ, пенсионных фондов, а также векселя и другие средства.

Первые три группы источников, указанных выше, образуют собственный капитал реципиента. Суммы, привлеченные им по этим источникам извне, не подлежат возврату. Субъекты, предоставившие по этим каналам средства, как правило, участвуют в доходах от реализации инвестиций на правах долевой собственности.

Четвертая группа источников образует заемный капитал реципиента. Эти средства возвращают на определенных заранее условиях (сроки, процент). Субъекты, предоставившие средства реципиенты по этим каналам, в доходах от реализации проекта не участвуют.

Произвожу расчет прибыли при добыче руды.

Расчет прибыли производят по формуле

$$\Pi_{\text{ПР}} = В (Ц - S) - \text{НДС} = 2300 \cdot (2500 - 821) - 958525 = 2903175 \text{ тыс.руб.}$$

где $\Pi_{\text{ПР}}$ – прибыль от реализации продукции, тыс.руб.; В – объем добычи, тыс.т; Ц – цена 1 т руды, руб.; S – полная себестоимость 1 т руды, руб.; НДС – налог на добавленную стоимость тыс. руб.

$$\text{НДС} = 0,1667 \cdot В \cdot Ц = 0,1667 \cdot 2300000 \cdot 2500 = 958525000 \text{ руб.} = 958525 \text{ тыс. руб.}$$

Прибыль остающаяся в распоряжении предприятия, тыс.руб.; Н – налог на прибыль, тыс.руб.

$$Н = \Pi_{\text{ПР}} \cdot А = 2903175 \cdot 20\% = 580635 \text{ тыс.руб.}$$

Рентабельность продукции:

$$P = \frac{P_{\text{рп}}}{S_{\text{рп}}} \cdot 100 = \frac{290317500}{821 \cdot 2300000} \cdot 100 = 15,3 \%. \quad (4.11)$$

Фондоотдача:

$$f_{\text{общ}} = \frac{B}{\Phi_{\text{ц}}} = \frac{3861700000}{2322540000} = 1,66 \quad (4.12)$$

где В- годовой выпуск продукции в натуральном выражении или оптовых ценах.

Таблица 4.16 - Основные ТЭП

Наименование показателей	По проекту
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	69120
Годовая производительность, тыс. т	2300,00
Себестоимость добычи, руб/т	1758
Производительность труда рабочего, т/год	31081
Капитальные затраты, руб/ед	983526640
Списочный состав ПП, чел	90
в.т.ч. ИТР	16
в.т.ч. рабочие	74
ФЗП, руб/год	52803480
Средняя заработная плата работающего за месяц, руб	48892
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб	39882
Амортизация, всего тыс. руб	125348,7
Прибыль, тыс руб	2903175
Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия, тыс руб	2322540
Рентабельность продукции, %	15,3
Фондоотдача, руб./руб	1,66

Выводы по работе и технико-экономическим показателям представлены в заключении.

4.5 Вывод

Для рудника с годовой производительностью 2300 тыс. т себестоимость добычи, по данным расчетов, составляет 821 руб., такая высокая себестоимость продукции обусловлена подземным способом добычи и дорогой системой разработки с закладкой выработанного пространства. Производительность труда рабочего составляет 31081 т/год, что характерно для горнорудной промышленности, этот показатель зависит от условий залегания и сложности месторождения. Списочный состав промышленно-производственного персонала 90 человека, из них рабочие – 74 человек и ИТР – 16 человека. Фонд заработной платы составляет 52803480 тыс. руб./год, средняя заработная плата рабочего за месяц равна 39882 руб., в северном регионе такой уровень заработной платы обеспечит каждому работнику возможность поддержания своей жизнедеятельности на достойном уровне и содержание своей семьи. Для нормальной работы рудника необходимо располагать соответствующими зданиями, сооружениями и технологическим оборудованием, поэтому амортизация составляет 135655 тыс. руб.

Годовая производительность рудника по горной массе составляет годовой выпуск продукции – 2300 тыс.т, прибыль предприятия от реализации продукции составляет 2903175 тыс.руб., после выплаты всех налогов в распоряжении предприятия остается 2322540 тыс.руб. рентабельность производства 15,3 %, такой невысокий уровень рентабельности характерен для добывающей промышленности, по сравнению с другими отраслями.

Фондоотдача характеризует величину продукции, производимую в единицу времени в расчете на 1 руб. стоимости основных производственных фондов. По расчету фондоотдача составляет 1,66 руб/руб. это характеризует низкую степень использования основных производственных фондов.

5 Заключение

В данном проекте рассмотрена эксплуатация горных машин при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника ОАО "Норильский Никель".

В разделе «Выбор и эксплуатации техники в условиях подземной разработки» выбрано буровое и погрузочно-доставочное оборудование. При этом в отличие от оборудования, применяемого на рудниках Норильского Никеля предложено использовать отечественное оборудование УБШ 322Д и погрузочно-доставочные машины ПД-3. По производительности они аналогичны применяемому оборудованию зарубежных фирм.

В разделах «Технология ремонта» применяется оборудование, электрооборудование и электроснабжение выполнены стандартные расчеты с учетом номенклатуры и количества применяемого оборудования.

В период преддипломной практики были выявлены необоснованные затраты рабочего времени на транспортирование и управление погрузочно-доставочными машинами. Анализ современных методов дистанционного управления позволил выбрать установку системы Auto Mine lite, позволяющую управлять работой и оценивать техническое состояние погрузочно-доставочных машин на месте их эксплуатации. После установки датчиков на отечественные машины, входящих в комплект и аппаратуры дистанционного телеуправления возможно ее внедрение как на отечественные, так и на импортных погрузочно-доставочных машинах и транспортирующих машинах.

Внедрение такой системы позволит увеличить коэффициент использования погрузочно-доставочной машины исключив непроизводительное время транспортировок.